



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ciencias Físicas
Escuela Académico Profesional de Ingeniería Mecánica de
Fluidos

**Diseño y metodología de cálculo para la optimización
de sistemas de ventilación en minas subterráneas**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Mecánico de Fluidos

AUTOR

Eloy Iván URRUTIA ROMERO

ASESOR

Carlos PEDROSA ALANYA

Lima, Perú

2010



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Urrutia, E. (2010). *Diseño y metodología de cálculo para la optimización de sistemas de ventilación en minas subterráneas*. Tesis para optar el título de Ingeniero Mecánico de Fluidos. Escuela Académico Profesional de Ingeniería Mecánica de Fluidos, Facultad de Ciencias Físicas, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, Perú.

DEDICATORIA:

A mis queridos padres, Serafín y Elsa, por su ejemplo, sus consejos y comprensión, a mi hermano Carlos, por su aliento y ayuda, a Dios por el valor en momentos difíciles, y a todos aquellos que bregan día a día por un objetivo en la vida.

AGRADECIMIENTOS:

Un muy especial y profundo agradecimiento al Ing. José Antonio Corimanya, al Ing. Alfredo D. León y al Ing. César Gallardo, por sus orientaciones, aportes y contribuciones al desarrollo del presente trabajo.

ÍNDICE

(Pág.)

PREFACIO.....	5
---------------	---

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

(Pág.)

1.1 ANTECEDENTES	6
1.2 ACCESIBILIDAD DE LA MINA:.....	6
1.3. OBJETIVOS Y JUSTIFICACIÓN.....	8

CAPÍTULO II

CONCEPTOS GENERALES

2.1. CONSIDERACIONES SOBRE VENTILACIÓN SUBTERRÁNEA.....	11
2.2 PRINCIPIOS DE DINÁMICA DE FLUIDOS... ..	13
2.3 INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA.....	23

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 SISTEMAS DE VENTILACIÓN SUBTERRÁNEOS.....	26
3.2 PÉRDIDAS O RESISTENCIAS AL FLUJO.....	29
3.3 ANÁLISIS Y FUNDAMENTOS DE REDES DE VENTILACION.....	38
3.4 VENTILACIÓN MECÁNICA: TIPOS Y EQUIPOS DE VENTILACIÓN.....	43
3.5 AMBIENTE SUBTERRÁNEO.....	58
3.6 FACTORES HUMANOS EN LA OCURRENCIA DE ACCIDENTES.....	67
3.7 METODOLOGÍA DESARROLLADA PARA EL CÁLCULO DE LA SIMULACIÓN NUMÉRICA	68
3.8 CÁLCULO DE REQUERIMIENTOS DE CAUDAL.....	74
3.9 DIAGRAMA DE FLUJO DE SECUENCIA DEL DESARROLLO DEL SISTEMA DE VENTILACION	79
3.10 EL VNETPC 2003.....	79

3.11 SIMULACIÓN NUMÉRICA MEDIANTE EL SOFTWARE VNET PC.....	87
3.12 SISTEMA DE CLASIFICACION DE BARTON PARA MACIZOS ROCOSOS.....	87
3.13 MÉTODO PARA ENCONTRAR EL DIAMETRO MÁXIMO PARA EXCAVACIONES MINERAS.....	90

CAPÍTULO IV

CÁLCULO, DISEÑO Y OPTIMIZACIÓN DE LOS SISTEMAS DE VENTILACIÓN MINERA

4.1 PLANEAMIENTO DE LA VENTILACIÓN.....	92
4.2 CONSIDERACIONES TÉCNICAS.....	92
4.3 LEVANTAMIENTO Y DESARROLLO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN EN LA ZONA DE MARIÓN Y MARIANA, UNIDAD OPERATIVA ARCATA, COMPAÑÍA MINERA ARES.....	94
4.4 EJECUCIÓN DEL SOFTWARE VNETPC 2003	110

CAP. V

EVALUACIÓN ECONÓMICA

5.1 COSTOS DE DISEÑO, SIMULACIÓN E IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA OPTIMIZADO.....	133
5.2 LOS PAGOS POR INTERÉS.....	134
5.3 COSTOS DE OPERACIÓN DE VENTILACIÓN.....	135
5.4 DISEÑO ÓPTIMO DE LAS LÍNEAS DE AIRE.....	136

CAP VI

CONCLUSIONES

6.1 PARTES DEL DESARROLLO DE LA TESIS.....	148
6.2 CONCLUSIONES RESPECTO AL SOFTWARE.....	148
6.3 SOBRE EL SISTEMA OPTIMIZADO.....	148
6.4 RECOMENDACIONES.....	148
6.5 BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA.....	149
ANEXO A: FACTORES DE CONVERSION POR ALTITUD.....	150
ANEXO B: CLASIFICACION DE LOS PARÁMETROS INDIVIDUALES DE BARTON.....	151
ANEXO C: LISTA DE PLANOS Y CUADROS EXCEL.....	155

Prefacio:

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo general delinear los procedimientos y métodos usados para el desarrollo de un sistema de ventilación en minería subterránea, específicamente en la mina Unidad Arcata de la Compañía Minera Ares.

Se resalta aspectos teóricos que redundan en el desarrollo del presente trabajo. El método usado comienza con el cálculo de los caudales y caídas de presión para la selección de los ventiladores, tomando en cuenta las correcciones por altitud sobre nivel del mar, hasta el cálculo de los costos operativos y costos de inversión, antes y después de la excavación de la chimenea; no sin antes determinar el diámetro mínimo y su respectiva corrección al tomar en cuenta el orificio equivalente mínimo que facilitará la ventilación de la mina. Para el desarrollo de la evaluación económica fue necesario determinar los consumos de filtros en hombres y máquinas, a la vez que las paradas por recalentamiento de máquinas con sus respectivos cálculos de reducción de los mismos al hacer la excavación de la chimenea.

En los sucesivos cálculos haremos referencia a los métodos y herramientas utilizados para simplificar el problema con sus consiguientes cálculos.

Parte importante del presente trabajo es el empleo del software Vnet PC, el cual posibilita el hallazgo de la distribución de caudales y caídas de presión a lo largo de todo el circuito, el mismo que se usa antes, durante y después de la excavación.

Esperando que el presente trabajo sirva como antecedente para investigaciones en ésta área de la ingeniería, se hace importante su respectiva aplicación en más de una mina, con el objetivo de mejorar, aumentar o enriquecer las técnicas aquí mostradas.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 ANTECEDENTES

La ventilación minera es descrita como el componente vital de la explotación en mina; las galerías en la mayoría de los casos, las mangas, llevan el aire hacia las zonas de labor, expulsando los contaminantes fuera de la mina, hacia la atmósfera. Durante los siglos XVIII y XIX en las minas de Europa morían hombres, mujeres y niños, en las labores mineras, tornándose en tal sentido, la ventilación en mina, una ciencia, elevando la productividad de las mismas. A partir del siglo XVII, en adelante, debido a la revolución industrial, se incrementó la demanda de carbón, siendo la ventilación en mina efectuada por métodos netamente naturales, con los peligros consecuentes en el flujo de aire e iluminación de las galerías, encontrándose muchas veces con emisiones de gas metano y su consiguiente peligro.

Algunos hombres de ciencia como George Stephenson mejoraron los métodos de trabajo subterráneos en cuanto a la evacuación de gases.

John Buddle (1773-1843), introdujo una mejora en la forma de remoción del aire viciado, mediante chimeneas.

Un gran papel hizo John Atkinson en Inglaterra en la presentación de su obra “Sobre la teoría de ventilación de minas” en diciembre de 1854, en el cual se aprecia la influencia de los trabajos de hidráulica de científicos franceses.

En 1943 el profesor F. B. Hinsley hizo un importante aporte al estudio de la ventilación en minas, al describir el comportamiento de los fluidos mediante análisis termodinámicos. El desarrollo del análisis de redes de ventilación mediante el uso de ordenadores facilitó el planeamiento de la ventilación.

1.2 ACCESIBILIDAD DE LA MINA:

La Unidad operativa Arcata, CIA Minera Ares, se ubica en el distrito de Cayarani, provincia de Condesuyos, departamentos de Arequipa, a una altura de promedio de 4630msnm, siendo sus coordenadas:

Longitud Oeste: 72°18'30”

Latitud Sur 14°59’

En coordenadas UTM:

Este 789345

Norte 8341624

Cota 4600 msnm

1.2.1 Accesos:

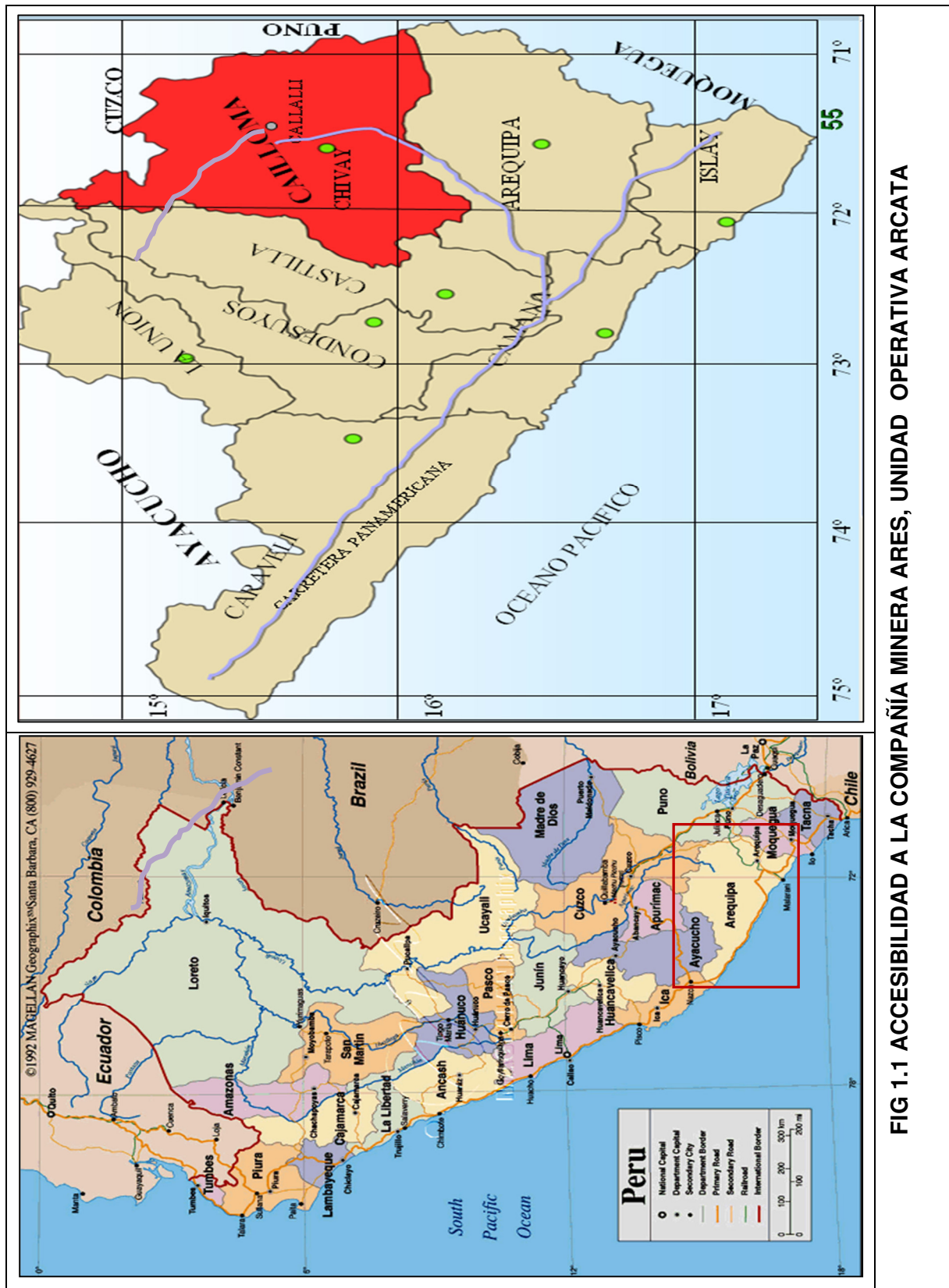
El distrito Minero de Arcata es accesible desde la ciudad de Arequipa por una carretera en su totalidad afirmada cubriéndose desde Arequipa 307Km. En los tramos siguientes:

<u>Tramo</u>	<u>Distancia (Km)</u>	<u>Estado de la Vía</u>
Arequipa-Sumbay	78Km.	Carretera afirmada bien mantenida
Sumbay-Sibayo	70Km	Carretera afirmada bien mantenida
Sibayo -Caylloma	69Km	Carretera afirmada con mantenimiento
Caylloma-Arcata	90Km	Carretera afirmada con Mantenimiento

También es accesible por Nazca vía Selene.

El tiempo de viaje desde la ciudad de Arequipa es aproximadamente 7hrs. A 25km a sur de Arcata se encuentra la mina Orcopampa, dicha mina cuenta con una pista de aterrizaje de 1600 de longitud. El tiempo total de vuelo entre Lima y Orcopampa es aproximadamente 2hrs, cubriéndose el viaje de Lima y Arcata en 4 horas.

El puerto de embarque se encuentra en Matarani, el cual se encuentra a 120Km de Arequipa, esta ruta está servida tanto por ferrocarril como carretera asfaltada de primer orden.



1.3. OBJETIVOS Y JUSTIFICACIÓN

1.3.1 Motivación del proyecto

- Es el de desarrollar un método que sirva para satisfacer la necesidades de seguridad y confort en las labores mineras.
- Desarrollar un trabajo de tesis que pueda servir a posteriores investigaciones.

1.3.2 Objetivos generales

La importancia del presente trabajo de tesis, se encuentra fundamentada en los objetivos que se mencionan a continuación:

- Establecer las consideraciones necesarias y determinar una metodología para diseñar sistemas de ventilación minera que acondicione seguridad y confort en las labores mineras.
- Aplicación de un programa de cálculo óptimo y eficiente que nos permita simular un sistema de ventilación en cualquier mina subterránea,

1.3.3 Objetivos específicos

Los objetivos específicos que se han pretendido satisfacer son:

- Proponer las medidas adecuadas para la optimización de sistemas de ventilación en la mina.
- Suministrar condiciones termo - ambientales adecuadas.
- Realizar el análisis económico de los costos que demandaría el empleo de las medidas establecidas líneas arriba.

1.3.4 Conceptos básicos de explotación de la mina

A continuación veremos los criterios mas usados en la explotación en mina.

Por su Accesibilidad.-

- **Accesible**

Mineral disponible de manera inmediata y es de fácil acceso.

- **Eventualmente accesible**

Mineral que requiere de labores adicionales para su acceso, es inmediato.

- **No recuperable**

Mineral que existe en puentes (superior e inferior) y/o pilares dentro de los bloques explotados y/o la producción no forma parte del gran total de reservas minerales.

1.3.5 Operaciones Unitarias:

A) Perforación.- La perforación se realiza con máquinas perforadoras jumbo electro-hidráulico tipo Boomer H-126, donde la fuente principal de perforación es la energía eléctrica. Son máquinas de un brazo hidráulico (una perforadora) diseñados para trabajar con barrenos de 12 pies y brocas de botones de 41mm. de diámetro.

B) Tipos de Perforación:

- Frentes: Los frentes que se realizan son muy variables, generalmente son galerías y cruceros para explotación de mineral y para labores de preparaciones y avances ya sea de subida, bajada y/o horizontal.
- Desquinche: Después de realizadas las galerías en mineral se procede a 'lonjear', es decir, son perforaciones paralelas al buzamiento que permite pasar hacia otro piso; nos permite obtener volumen de mineral.
- Realces: Este tipo de perforación comúnmente se lleva a cabo en desmonte para levantar altura de los accesos y cortadas después de realizado el relleno hidráulico
- Breasting: Generalmente después de realizado el relleno hidráulico en los tajos; no se tiene altura de equipo para realizar éste método

C) Voladura:

El material explosivo utilizado es dinamita y anfo, además de los accesorios propios de voladura tales como fulminantes de retardo tipo faneles, noneles, mecha rápida, cordón detonante, etc.

Para lograr una fragmentación adecuada de la caliza, dolomita o esfalerita en las rocas medias se usa tandas de desquinche.

D) Acarreo y Transporte:

Una vez roto y fragmentado el mineral y/o desmonte es necesaria su evacuación. Para realizar esto se emplean scoops los cuales tienen capacidades de entre $\frac{1}{2}$ y 6 yardas cúbicas.

E) Sostenimiento:

La filosofía del diseño planteado para el sostenimiento definitivo, se basa en el principio de que la masa rocosa alrededor de la excavación puede convertirse en un arco de sustentación. Rocas con pocas discontinuidades y alta resistencia de compresión generalmente no requieren ningún tipo de sostenimiento, rocas fracturadas requieren aplicación de un refuerzo.

F) Relleno Hidráulico:

Se utiliza el relave obtenido al final del proceso del tratamiento del mineral en la Planta Concentradora. Este relave es dosificado en ciclones.

CAPÍTULO II

CONCEPTOS GENERALES

2.1. CONSIDERACIONES SOBRE VENTILACIÓN SUBTERRÁNEA

Sin un sistema de ventilación efectivo, ninguna operación subterránea que exija personal permanente de trabajo, puede operar seguramente.

Las investigaciones realizadas en esta área han producido grandes mejoras en las condiciones ambientales subterráneas, por este motivo la pérdida de vidas atribuible a una ventilación inadecuada hoy en día, es poco frecuente. Las grandes variaciones en la topografía de terreno, en lugar de los factores que impliquen los sistemas de ventilación, han sido la causa más común de fatalidades y lesiones en las minas.

Las mejoras en la ventilación también han permitido un aumento substancial de la productividad minera. Se debe mencionar, que ni aún las más poderosas máquinas podrían operar en galerías subterráneas sin un adecuado suministro de aire, es por este motivo que se hace uso de ciclos continuos de ventilación.

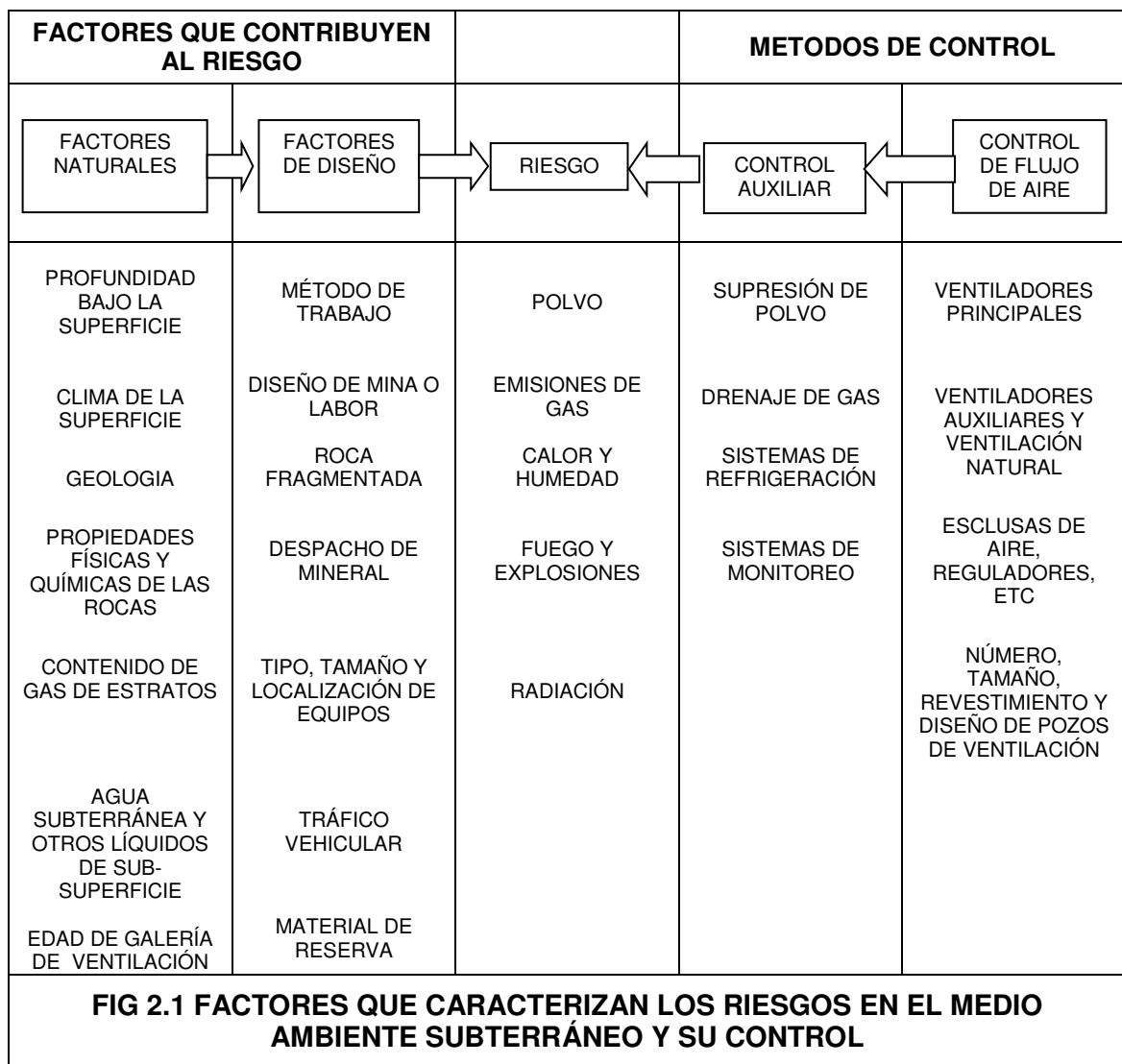
Su trabajo permite, además de suministrar el aire necesario para los operarios de las labores, proporcionar el aire adecuado a las máquinas para romper la piedra en cantidades más grandes y a profundidades cada vez mayores; sin embargo, esto a su vez produce más polvo, gases y calor, resultando en una demanda por mejorar el control ambiental.

2.1.1 Objetivos de la ventilación subterránea

El objetivo básico de un sistema de ventilación subterránea es claro y sencillo. Este es proveer de un flujo de aire en suficiente cantidad y calidad para diluir contaminantes a concentraciones aceptables en toda la labor donde el personal es requerido para trabajar o por donde este se desplaza. Este requerimiento básico ha sido incorporado dentro de las leyes mineras de todos los países. La manera de cómo la 'cantidad y calidad de aire es solicitada', varía de país a país dependiendo de su historia minera, los contaminantes de mayor concentración, los daños percibidos asociados con sus riesgos y la política-estructura social del país. El requisito global es que todas las personas puedan ser capaces de trabajar y moverse dentro de un ambiente que sea sano y que provea un confort razonable.

2.1.2 Factores que afectan el medio ambiente subterráneo

Durante el desarrollo y explotación de una mina u otra operación subterránea, el potencial de riesgo se eleva por el polvo, emisiones de gas, calor, humedad, fuego, explosiones y radiación. En la fig 2.1, se muestran los factores que pueden contribuir a estos riesgos. Ellos se dividen dentro de las características que han sido impuestas por la naturaleza y las que han sido generadas por decisiones de diseño sobre como abrir y operar la mina. El mejor método de control de las condiciones atmosféricas en la sub-superficie es por flujo de aire. Este es producido principalmente, por medio de ventiladores que son usualmente (pero no necesariamente) localizados en la superficie.



Mientras que el ventilador, o combinación de ventiladores principales manejan todo el aire que circula a través de la red, los ventiladores subterráneos auxiliares (booster's) se emplean para ventilar determinadas galerías específicas. La distribución

de flujo de aire podría adicionalmente ser controlada por puertas de ventilación, stoppings, reguladores, etc. Se da a menudo en que es impracticable o imposible resguardar de todos los peligros que se podrían suscitar en el medio ambiente únicamente por ventilación.

Por ejemplo, el incremento en la temperatura del aire causada por su compresión en el pozo de entrada de minas profundas podría traer como consecuencia que el aire fuera demasiado caliente para el personal incluso antes de que este ingrese a su trabajo.

2.2 PRINCIPIOS DE DINÁMICA DE FLUIDOS

2.2.1 Ecuación de Bernoulli

Un fluido es una sustancia que sufre una deformación continua cuando se somete a un esfuerzo cortante, siendo éste función de la velocidad de deformación. La constante de proporcionalidad, denominada viscosidad, es una propiedad de los fluidos.

La ecuación de Bernoulli considerando flujos incompresibles, para dos puntos referenciales a lo largo de una tubería, es la siguiente:

$$\frac{u_1^2}{2} + z_1 g + \frac{P_1}{\rho_1} = \frac{u_2^2}{2} + z_2 g + \frac{P_2}{\rho_2} \quad [J/kg] \quad (2.1)$$

Teniendo en cuenta la viscosidad del fluido, la ecuación de Bernoulli también puede escribirse como sigue:

$$\frac{u_1^2}{2} + z_1 g + \frac{P_1}{\rho_1} = \frac{u_2^2}{2} + z_2 g + \frac{P_2}{\rho_2} + F_{12} \quad [J/kg] \quad (2.2)$$

Donde F_{12} es la energía perdida.

Los flujos de fluidos se pueden presentar como laminares o turbulentos. Muchos flujos contienen regiones donde la deformación del fluido y la viscosidad son pequeñas. Los modelos matemáticos de estas ecuaciones ignoran los efectos del esfuerzo cortante. En la siguiente ecuación:

$$\tau = \mu \frac{\partial u}{\partial y} \quad (2.3)$$

Podemos igualar el término de viscosidad a cero; es decir, suponer que el fluido no tiene viscosidad. Las regiones de flujo con gradientes de velocidad pequeños y esfuerzo cortante despreciable, se denominan regiones de flujo irrotacional. Este se caracteriza por líneas de corriente suaves y un movimiento ordenado del fluido.

En el flujo laminar el gradiente de velocidad no es cero, el perfil de velocidad es una curva de forma suave y el fluido se mueve a lo largo de líneas de corriente de aspecto alisado. El flujo se denomina laminar porque aparece como una serie de capas delgadas de fluido que se deslizan unas sobre otras.

El flujo turbulento se caracteriza por fluctuaciones al azar de las velocidades del fluido y por un mezclado intenso.

El flujo de aire estudiado en la ventilación subterránea, es en su mayoría turbulento. Sin embargo, el movimiento lento de aire u otros fluidos puede llegar a ser laminares, sobre todo en la vecindad de los sistemas de detención. Es por este motivo, que es importante tener en consideración estos dos tipos de flujo.

2.2.2 Ecuación de la energía

El análisis de fluidos compresibles puede establecerse en base a la consideración de un proceso (o procesos) de estado estable y flujo estable, forma condiciones que conducen a una forma simplificada de la Primera Ley.

$$\frac{u_1^2 - u_2^2}{2} + g(h_1 - h_2) + W_{12} = \int_1^2 v dP + F_{12} = \Delta H_{12} - \dot{q}_{12} \quad [J / Kg] \quad (2.4)$$

Las suposiciones son las siguientes:

- El volumen de control no se mueve respecto al eje de coordenadas.
- La intensidad y el estado en cada elemento de área del flujo de masa que atraviesa la superficie de control, no varían con el tiempo.
- El total de flujo de masa que ingresa al volumen de control es igual al total de flujo de masa que sale del volumen de control.
- El estado de la masa en cada punto dentro del volumen de control no varía con el tiempo, por tanto, la masa total dentro del volumen de control permanece constante.
- La rapidez con que el calor y el trabajo atraviesan el volumen de control permanece constante.

El balance de masas se sustenta bajo la Ley de Conservación de la Masa ('no se crea ni se destruye en proceso alguno'). Así, para todo análisis de procesos respecto a un volumen de control:

$$\text{Masa que ingresa} = \text{Masa que sale} + \text{Acumulación dentro del sistema} \quad (2.5)$$

Aplicando esta afirmación a un mismo período de tiempo, tendríamos el balance de masa para un proceso de flujo estable y estado estable:

$$\sum \dot{m}_i = \sum \dot{m}_s \quad [kg / s] \quad (2.6)$$

2.2.3 Humedad Relativa

Normalmente al hacer mediciones barométricas debe considerarse la humedad contenida en el ambiente, para cada temperatura y presión, hay un porcentaje de saturación, así como para una temperatura cualquiera hay un determinado componente de vapor de agua. La constante universal de los gases sufre una variación en su valor debido a la inclusión del vapor de agua en la determinación de su valor respectivo. En adelante usaremos indistintamente P ó P_{Total} .

Sea:

$$P = P_{Total} = P_a + e \quad [Pas]$$

Donde:

P_{Total} : Es la presión total, es decir la presión parcial del aire más la presión parcial del vapor de agua.

P_a : Es la presión parcial de aire seco

e : Es la presión parcial del vapor de agua

Si aplicamos la Ley general de los gases para cada componente, tenemos:

Para el vapor de agua:

$$eV = XR_vT \quad [J]$$

Donde:

R_v es la constante universal de los gases para el vapor de agua: 461.5 J/Kg K.

X es la masa de vapor de agua por cada unidad de masa de aire seco.

Para 1 Kg de aire seco:

$$P_a V = 1 \cdot R_a T \quad [J]$$

Donde:

R_a : Constante universal de los gases para aire seco: 287.04 J/KgK

Dividiendo miembro a miembro las dos ecuaciones anteriores, tenemos:

$$\frac{e}{P_a} = \frac{R_v}{R_a} X \quad [kg / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

Pero la presión absoluta en un mismo volumen es: $P_{Total} = P_a + e$

De aquí:

$$X = \frac{R_a}{R_v} \frac{e}{(P_{total} - e)} \quad [kg / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

Insertando valores, nos da:

$$X = 0.622 \frac{e}{P_{Total} - e} \quad [kg / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

También es de ayuda en los cálculos de la entalpía del sistema el calor latente de agua líquida, L:

$$L = (2502.5 - 2.386t)1000 \quad [J / kg]$$

Donde:

t: está en grados centígrados ($^{\circ}C$), ello es exacto para el rango de 0 a $60^{\circ}C$.

También se puede expresar:

$$L = (3154.2 - 2.386T)1000 \quad [J / kg]$$

Donde:

T: está dado en Kelvin

Una relación importante de la ecuación de Clausius Clapeyron es:

$$e_{s2} = e_{s1} \exp \left[\frac{1}{R_v} \left[a \frac{(T_2 - T_1)}{T_1 T_2} + b \ln \left(\frac{T_1}{T_2} \right) \right] \right]$$

Donde e_{s1} y e_{s2} , son presiones de saturación a temperaturas T_1 y T_2 , además $a=3154200$ J/kg y $b=2386$ J/kgK. Con ésta ecuación podemos deducir de que si e_{s1} a cualquier temperatura dada T_1 , es conocido, entonces e_{s2} a cualquier T_2 puede ser calculado. Una referencia importante es de que a 100°C la presión de vapor de saturación es una atmósfera estándar: 101.324 KPa.

Si tomamos T_1 como 273.15 K y hacemos $t=(T_2-273.15)^\circ\text{C}$, ó $T_2=(t+273.15)$ K, además al expandir $\ln \left[\frac{T_1}{T_2} \right]$, nos da $(-t/T_2)$, reduciendo nos da:

$$e_{s2} = 610.6 \exp \left[\frac{17.27t}{237.3+t} \right] \quad [Pas]$$

Es usado para un rango de 0 a 60°C , con un error de 0.06%. Aunque mas usado para un rango de 10 a 40°C

$$e_{s2} = 610.162 \exp \left[\frac{17.291t}{237.481+t} \right] \quad [Pas]$$

Al calcular la constante de los gases y el calor específico para aire con humedad no saturada tenemos que para 1kg de aire seco y X kg de vapor de agua:

$$P_a V = 1 R_a T \quad [J]$$

$$y \quad eV = X R_v T \quad [J]$$

Sumando miembro a miembro las dos ecuaciones anteriores tenemos:

$$(P_a + e)V = (R_a + X R_v)T \quad [J]$$

$$o \quad PV = (R_a + X R_v)T \quad [J]$$

Alternativamente podemos tratar $(1+X)$ kg de la mezcla aire y vapor como gas perfecto dándonos:

$$PV = (1+X)R_m T \quad [J]$$

Igualando las dos ecuaciones anteriores y despejando:

$$R_m = \frac{(R_a + X R_v)}{(1+X)} \quad [J/kgK]$$

Donde R_m es la constante universal de los gases para el aire con humedad incluida.

Similarmente el calor específico equivalente para aire húmedo no saturado puede ser encontrando por adición de los calores específicos de los dos componentes en

proporción a sus masas. El calor específico a presión constante del aire húmedo insaturado viene a ser:

$$C_{pm} = \frac{C_{pa} + XC_{pv}}{1 + X} \quad [J / kgK]$$

Donde:

C_{pa} : Es el calor específico del aire seco a presión constante (1005 J/kgK)

C_{pv} : Es el calor específico a presión constante para vapor de agua (1884 J/kgK)

Por otro lado el calor específico del aire húmedo insaturado a volumen constante es:

$$C_{vm} = \frac{C_{va} + XC_{vv}}{1 + X} \quad [J / kgK]$$

Donde:

C_{va} : Calor específico del aire seco a volumen constante 718 J/kgK.

C_{vv} : Calor específico del vapor de agua a volumen constante 1422 J/kgK.

- **Volumen específico y densidad de aire con humedad insaturada.**

El volumen específico con humedad insaturada de aire, V_m , se calcula de la ley general de los gases para 1kg de la mezcla aire-vapor.

$$v_m = R_m \frac{T}{P_{Total}} \quad [m^3 / kg]$$

Sustituyendo el valor respectivo de R_m , de las ecuaciones anteriores, tenemos:

$$v_m = \left[\frac{R_a + XR_v}{1 + X} \right] \frac{T}{P_{Total}} \quad [m^3 / kg \cdot de \cdot aire \cdot húmedo]$$

y

$$v_m = 287.04 \frac{T}{(P_{Total} - 0.378e)} \quad [m^3 / kg \cdot de \cdot aire \cdot húmedo]$$

En éstas ecuaciones, T en K y P_{total} en Pascal.

A veces es mas conveniente usar el volumen específico aparente, basado en 1kg de aire seco:

$$v_{m-aparente} = 287.04 \frac{T}{(P_{Total} - e)} \quad [m^3 / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

La densidad para el aire húmedo no saturado, ρ_m , es el recíproco de la anterior ecuación, es decir:

$$\rho_m = \left[\frac{1 + X}{R_a + XR_v} \right] \frac{P_{Total}}{T} \quad [kg \cdot de \cdot aire \cdot húmedo / m^3]$$

o

$$\rho_m = \frac{P_{Total} - 0.378e}{287.04T} \quad [kg \cdot de \cdot aire \cdot húmedo / m^3]$$

Una ecuación muy usual para calcular el efecto de la humedad. Sobre la densidad del aire, puede ser deducido de la penúltima ecuación:

$$\rho_m = \frac{P_{Total}}{RaT} (1 - 0.608X) \quad [kg \cdot de \cdot aire \cdot húmedo / m^3]$$

La densidad aparente basada en 1 kg de aire seco, es el recíproco del volumen aparente:

$$\rho_{m-aparente} = \frac{(P_{Total} - e)}{287.04T} \quad [kg \cdot de \cdot aire \cdot seco / m^3]$$

- **Relaciones de humedad Relativa y porcentaje de humedad**

Una relación importante que nos ayudará a calcular la humedad relativa es

$$hr = \frac{e}{e_{sd}} \times 100\% \quad (2.7)$$

Donde:

e_{sd} : Es la presión de vapor de saturación a temperatura de bulbo seco, misma temperatura para e.

$$\text{ó} \quad ph = \frac{X}{X_{sd}} \times 100\% \quad (2.8)$$

Donde:

X_{sd} : Es el contenido de humedad (kg/kg de aire seco) que habría de existir si el espacio estuviera saturado a la misma temperatura de bulbo seco.

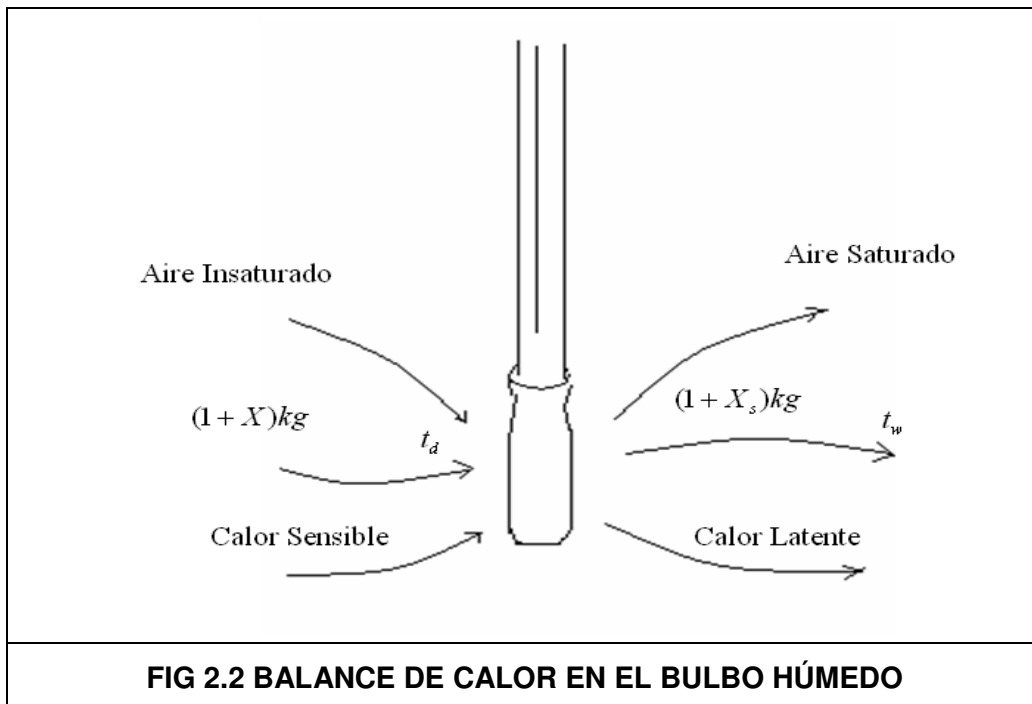


FIG 2.2 BALANCE DE CALOR EN EL BULBO HÚMEDO

Si tenemos una corriente de aire que contiene humedad y viaja hacia un bulbo mojado, al tener contacto dicha mezcla de aire y humedad con dicho bulbo mojado, ocurre de que el calor que contiene el aire húmedo es transmitido hacia el agua del bulbo tomando la energía de éste, de esta manera, disminuye la energía del aire que abandona el bulbo, reflejándose en la disminución de temperatura y se percibe esto en la temperatura de bulbo húmedo.

Podemos establecer la ecuación:

Calor latente de evaporación de agua líquida perdido en el bulbo húmedo = calor sensible ganado por el agua líquida en el bulbo húmedo.

Es decir, para el calor latente:

$$q = L(X_s - X) \quad [J / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

Donde:

L: Calor latente de evaporación (J/kg de aire evaporado) a temperatura de bulbo húmedo (t_w)

Asimismo para el calor sensible:

$q = \text{masa} \cdot \text{calor específico} \cdot \text{variación de temperatura}$

$$= (1 + X)C_{pm}(t_d - t_w) \quad [J / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

Igualando:

$$L(X_s - X) = (1 + X)C_{pm}(t_d - t_w) \quad [J / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

- **Determinación del contenido de humedad y presión de vapor desde lecturas psicrométricas**

Si la presión barométrica, P, y las temperaturas de bulbo húmedo y bulbo seco, t_w y t_d , se conocen todos los demás parámetros se pueden calcular. De la ecuación anterior, haciendo: $t_d - t_w = \Delta t$ tenemos:

$$L(X_s - X) = (1 + X)C_{pm}\Delta t$$

Pero:

$$C_{pm} = \frac{C_{pa} + XC_{pv}}{(1 + X)}$$

Entonces:

$$LX_s = (C_{pa} + XC_{pv})\Delta t + LX = C_{pa}\Delta t + X(C_{pv}\Delta t + L)$$

Dando el contenido de humedad:

$$X = \frac{LX_s - C_{pa}\Delta t}{C_{pv}\Delta t + L} \quad [kg / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco]$$

Normalmente al hacer mediciones barométricas debe considerarse la humedad contenida en el ambiente, para cada temperatura, hay un porcentaje de saturación, así

como para una temperatura cualquiera hay un determinado componente de vapor de agua. La constante universal de los gases sufre una variación en su valor debido a la inclusión del vapor de agua en la determinación de su valor respectivo.

Para el caso donde la Humedad Relativa sea menor de 70%, obviaremos la presión de vapor. La presión absoluta ($P_{Total} = P = Pa + e$) se mide con aparatos llamados Barómetros. Para el caso se considere la humedad, tenemos:

$$P = \frac{101325}{1.019^{h16.404/(9t_d+3)}} \quad [Pas] \quad (2.9)$$

Donde:

h : Altura en metros sobre nivel del mar [m]

t_d : Temperatura de bulbo seco [K]

La densidad del aire húmedo es:

$$\rho = \frac{P - 0.378e}{287.04t_d} \quad [kg \cdot de \cdot aire \cdot húmedo / m^3] \quad (2.10)$$

Donde:

e : presión de vapor que contiene el aire [Pas] , se desprecia cuando es muy bajo.

t_d : Temperatura bulbo seco en [K]

Encontramos e así:

Hallamos el calor latente de evaporación:

$$L = (2502.5 - 2.386t_w)1000 \quad [J/kg] \quad (2.11)$$

Donde:

t_w : Temperatura bulbo húmedo en °C.

La presión de vapor saturado a t_w es:

$$e_w = 610.6 \exp\left(\frac{17.27 * t_w}{237.3 + t_w}\right) \quad [Pa] \quad (2.12)$$

También debemos tomar en cuenta la siguiente ecuación, para presión de vapor saturado a temperatura bulbo seco t_d :

$$e_d = 610.6 \exp\left(\frac{17.27 * t_d}{237.3 + t_d}\right) \quad [Pa] \quad (2.13)$$

La masa del vapor de agua al momento de la saturación con t_w , es:

$$X_{sw} = 0.622 \frac{e_w}{P - e_w} \quad [kg / kg \cdot de \cdot aire \cdot seco] \quad (2.14)$$

Se usa también con e_d , es decir, presión de saturación a t_d , el cual da X_{sd} , P y e_w están dados en Kpa.

Dando el contenido de humedad:

$$X = \frac{LX_s - C_{pa}(t_d - t_w)}{C_{pv}(t_d - t_w) + L} \quad [kg/kg \cdot de \cdot aire \cdot seco] \quad (2.15)$$

Donde:

L: Calor latente de evaporación. Está dado en J/kg

C_{pa} : Calor Específico del aire seco a presión constante: 1005 J/kgK

C_{pv} : Calor específico del vapor de agua a Presión constante: 1885 J/kgK

El valor que X_s puede tomar puede ser el de X_{sd} ó X_{dw} , dependiendo de la temperatura a la cual se produjo la saturación, es decir, si es a temperatura de bulbo seco t_d , o es a temperatura bulbo húmedo t_w .

La presión de vapor insaturado es:

$$e = \frac{PX}{0.622 + X} \quad [Pas] \quad (2.16)$$

Donde:

P : Presión total $[Pas]$

X : En kg de vapor de agua/kg de aire seco

2.2.4 Mediciones de flujo

Un objetivo primordial de un estudio de ventilación es la obtención de mediciones de caída de presión por fricción P y el correspondiente flujo de aire Q , para cada uno de los ramales de la red de ventilación. De esos datos los siguientes parámetros podrían ser calculados con el propósito de planeamiento y control.

- Distribución de flujos de aire, caídas de presión y fugas.
- Potencia de aire pedido, PQ , y la distribución de costos de operación de ventilación a través de la red.
- Eficiencia volumétrica del sistema.
- Resistencia de los ramales ($R = P/Q^2$)
- Efectos de la ventilación natural.
- Factores de fricción.

Mientras que las observaciones de flujo de aire y presión diferencial conciernen a la distribución y magnitud del flujo de volumen de aire, otras mediciones se realizan separadamente o como parte integral de un estudio presión/volumen de acuerdo a la calidad de aire indicada. Esas mediciones podrían incluir temperaturas de bulbo seco y húmedo, presiones barométricas, niveles de polvo o concentraciones de gases contaminantes.

2.2.5 Medidores de presión de flujo

La mayoría de los medidores de presión, o manómetros, miden la diferencia entre la presión de un fluido y la presión atmosférica local. Para pequeñas diferencias de presión se emplea un manómetro que consiste en un tubo en forma de U con un extremo conectado al recipiente que contiene el fluido y el otro extremo abierto a la atmósfera. El tubo contiene un líquido, como agua, aceite o mercurio, y la diferencia entre los niveles del líquido en ambas ramas indica la diferencia entre la presión del recipiente y la presión atmosférica local.

- ***Tubo de Pitot***

Un tubo de Pitot puede ser utilizado para realizar las mediciones tanto de presión total, estática y de velocidad. Su diseño consiste esencialmente de dos tubos concéntricos. Los manómetros empleados para registrar fluctuaciones rápidas de presión suelen utilizar sensores piezoeléctricos o electrostáticos que proporcionan una respuesta instantánea.

- **Método barométrico de medición**

Es usual el uso del barómetro o tubo de Pitot, pero se debe tomar en cuenta evitar las turbulencias para no influenciar inadecuadamente los resultados, es importante determinar la diferencia de presiones entre dos puntos en un tramo de 300m, (1000pies), como máximo, al emplear el método de calibrador de ducto, es decir para caídas de Presión menores de 1 Pascal (0.004 pulgadas de agua). Las diferentes presiones que cruzan las puertas, ventiladores, mamparas deberían ser medidas con un manómetro. Estas medidas deben ser tomados en cuenta para balancear las diferentes presiones a lo largo de las vías de aire usando las Leyes de Kirchoff (la suma de caídas de presión en una malla debe ser cero).

2.2.6 Medidores de velocidad de flujo

- **Anemómetro de Aspas Rotantes**

La gran mayoría de mediciones efectuadas manualmente en minas subterráneas son realizadas con un anemómetro de aspas rotantes (tipo molino de viento). En presencia de una corriente de aire, este pasa a través del instrumento ejerciendo una fuerza sobre los alabes, causando entonces la rotación del rodete con una velocidad angular que es proporcional a la velocidad del aire. Anemómetros de álaves de tipo digital indican las velocidades directamente en un odómetro incorporado de pantalla iluminada.

2.3 INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA

Éstos son los factores que influyen en la temperatura en el interior de la mina:

2.3.1 Temperatura del Aire Exterior

Depende mucho de la estación del año (otoño, invierno, primavera, verano) y también si estamos de día o de noche (10 a 12°C ó menores que cero).

A veces es necesario calentar o refrigerar el aire, para lo cual recurrimos a la fórmula siguiente:

$$W = \Pi C(T_f - T_o) \quad [J] \quad (2.17)$$

Donde:

C : Calor específico del gas $C_p=1003.2$ J/kgK, a presión constante.

Π : Masa del gas a calentar (aire), (kg)

W : Calorías necesarias para calentar Π kg de un gas desde una temperatura T_o

a T_f

2.3.2 Compresión del aire al descender en la mina

Para considerar este efecto se utiliza la siguiente fórmula:

$$t_2 = t_1 + \left[\frac{\gamma - 1}{\gamma} \right] \frac{H}{R} \quad [K] \quad (2.18)$$

Donde:

$\gamma = 1.41$, es el índice adiabático, es adimensional

H : Es la diferencia de cotas entre los puntos 1 y 2 $[m]$

t_1 y t_2 : Temperaturas de Bulbo Seco $[K]$

R : Constante Universal de los gases para aire seco, valor: 29.27 m/K

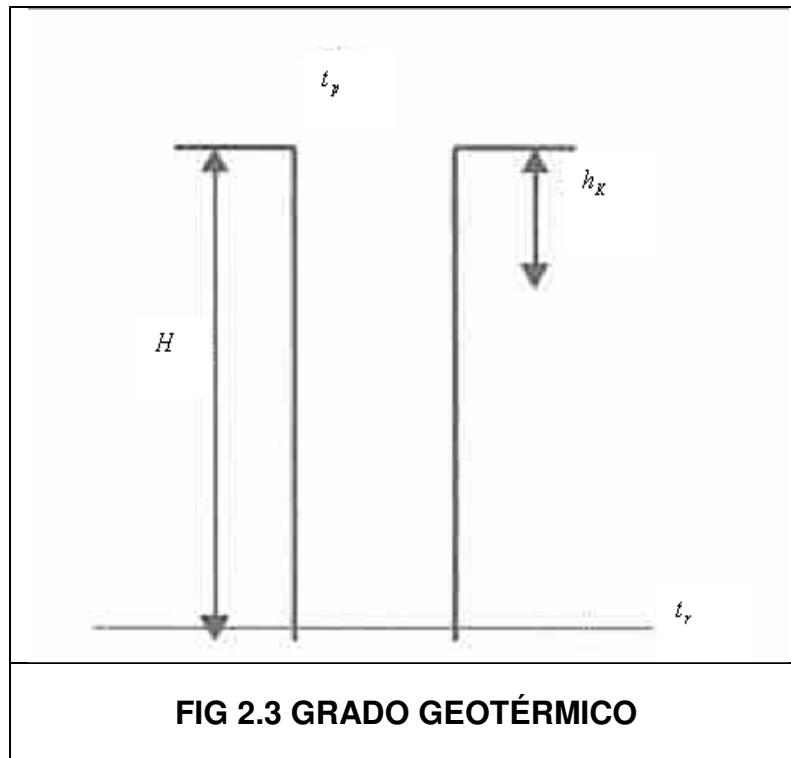
Datos experimentales aproximan de que la temperatura aumenta en 0.0098K por cada metro de profundidad, por tanto, 1K por cada 100 metros de profundidad, es decir, a 1000 m de profundidad se tiene un aumento de temperatura por este concepto de 10K.

2.3.3 Calor de las rocas

La temperatura externa tiene influencia en la temperatura de las rocas hasta máximo 40 m. Más abajo se supone constante, sólo se ve afectada por el fenómeno del "Grado Geotérmico".

El grado geotérmico se define como la medida de la distancia a la cual la temperatura aumenta en 1K en las rocas.

$$GG = \frac{H - h_k}{t_r - t_p} \quad [m / K] \quad (2.19)$$



Donde:

H : Profundidad de la medición. $[m]$

h_k : Profundidad de la zona a temperatura constante. $[m]$

t_r : Temperatura a la profundidad H $[K]$

t_p : Temperatura promedio anual del lugar. $[K]$

TIPO DE TERRENO O ROCA	GRADO GEOTÉRMICO (m/K)
Bituminosos y petrolíferos	10-15
Menas de Cobre	13-20
Carboníferos	20-50
Arcillas o barro	20-30
Caliza	20-55
Carboníferos	30-35
Piedra	30-60
Dolomita	30-33
Metalíferos	35-50
Cuarcita	65-120
Potasio de Bajo Grado	60-80
Potasio de Alto Grado	80-120

Alita de Bajo Grado	25-70
Alita de Alto Grado	70-100
TABLA 2.1 GRADOS GEOTERMICOS PARA DIFERENTES TERRENOS	

2.3.4 Procesos endotérmicos y exotérmicos.

- **Procesos Químicos:** Se pueden citar todas las oxidaciones como son:
 - a. Oxidación del carbón. (80-85% del total de minas de carbón).
 - b. Putrefacción de madera. (80-85% del total de minas de carbón).
 - c. Oxidación de Pirita. (sistemas de relleno con sulfuros pobres).
- **Evaporación del Agua.**

Proceso endotérmico que compensa la elevación de temperatura de los procesos exotérmicos. Debe recalcar a causa de éste tipo de enfriamiento no es deseable de ninguna manera ya que a consecuencia del aumento de la humedad relativa, las condiciones mineras pueden hacerse insoportables.

- **Metabolismo del individuo:** El hombre libera 100-450kcal/hr. (reposo-vigorous).

2.3.5 Calor por empleo de equipos y materiales

- **Combustión interna de equipos.**
- **Generadores y luces de equipos.**

2.3.6 Intensidad de la ventilación.

La velocidad del aire en las galerías es un importante factor que influye sobre el confort del personal. Un trabajador no se siente bien en el aire tranquilo. Generalmente su rendimiento aumenta con el aumento de la velocidad del aire, por supuesto que no en forma lineal, de hecho por arriba de los 5m/seg. no tiene influencia práctica.

La estadía prolongada del hombre en condiciones térmicas desfavorables conduce inevitablemente al aumento de la temperatura en el organismo. La temperatura del hombre puede subir más de 42°C y provocar la muerte.

2.3.7 Otros factores que influyen en la temperatura

- Pérdida de carga, producto del flujo de ventilación (pérdidas por fricción y choque).
- Cañerías de aire comprimido y de agua.
- Movimiento de masas rocosas (fricción).

CAPÍTULO III

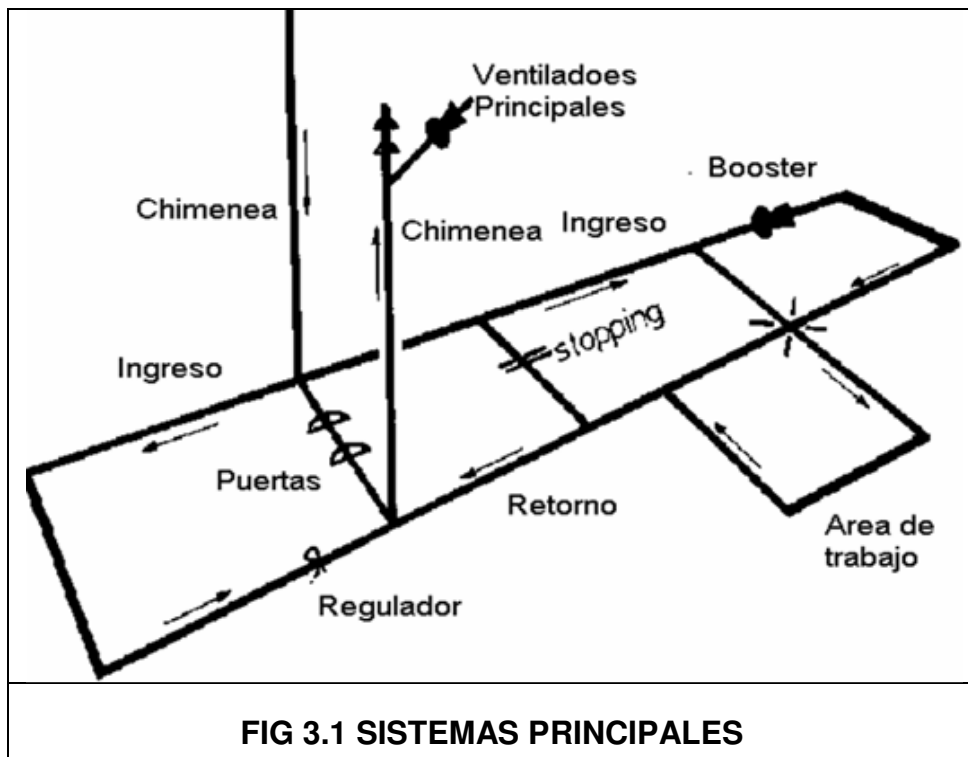
MARCO TEÓRICO

3.1 SISTEMAS DE VENTILACIÓN SUBTERRÁNEOS

Prácticamente cada apertura subterránea es única en su geometría, extensión, geología, contaminantes del medio ambiente y razones para su formación. El correspondiente modelo de ventilación necesario es variable entre las diferentes minas existentes. Sin embargo, ciertas características son suficientemente comunes para permitir la clasificación de sistemas de ventilación y los subsistemas para su identificación.

En la siguiente figura esquemática, se presentan los elementos esenciales de un sistema de ventilación en una mina subterránea. El aire fresco ingresa al sistema a través de uno o más pozos de entrada de aire u otras conexiones hacia la superficie. El aire fluye a través de los conductos de ventilación hacia las áreas de trabajo o lugares donde se encuentran mayores fuentes de contaminantes.

Esto incluye polvos y una combinación de muchos otros riesgos potenciales como gases tóxicos o inflamables, calor, humedad y Radiación. El aire contaminado pasa de regreso a través del sistema de retorno de aire. En muchos casos, la concentración de contaminantes no permite exceder los límites obligatorios impuestos por las leyes de seguridad minera. El retorno de aire eventualmente pasa de regreso a la superficie por uno o más pozos ascendentes o inclinados.



3.1.1 Sistemas principales

El diseño de ventilación subterránea sirven para uno o más sistemas de una mina, estos pueden ser clasificados de dos maneras: tubo en U y flujo continuo. La posible aplicación del sistema de tubo en 'U' es para un conjunto de doble galería.

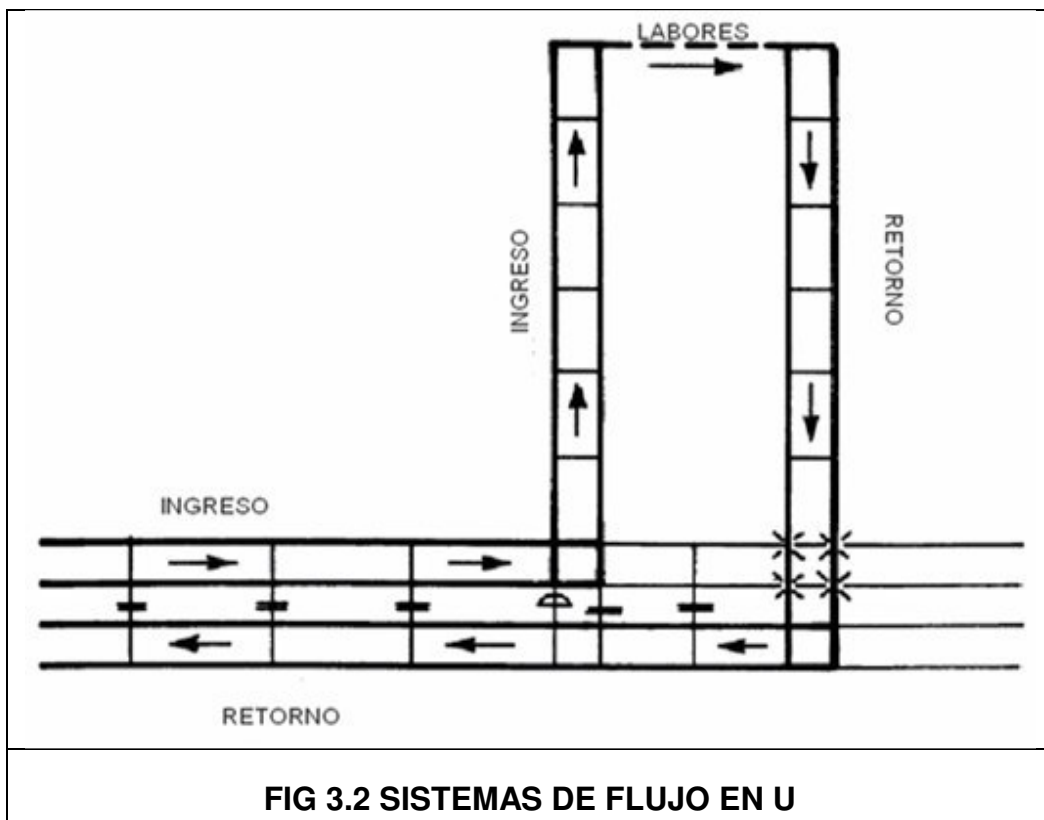




FIG 3.3 SISTEMAS DE FLUJO CONTINUO

3.1.2 Sistemas auxiliares

La ventilación auxiliar se refiere a los sistemas que son usados para suplir aire hacia las áreas de trabajo de galerías de avance ciegas. La ventilación auxiliar puede ser de tres tipos: líneas de ventilación, sistemas de ventiladores, ductos y motores de baja energía. Idealmente, los sistemas auxiliares no deberían impactar sobre la distribución del flujo de aire de la infraestructura de ventilación principal, permitiendo a la ventilación auxiliar ser planeada independientemente de la red de ventilación integral de la mina. Desafortunadamente, esta condición ideal no siempre se cumple, como es el caso de los trabajos realizados en la Zona de Soledad y Michelle, donde después de realizado la excavación de la chimenea ésta zona pasa a ser línea principal, puesto que la línea de salida es ahora Michelle-Chimenea RB 20, con su respectivo frente ciego. La línea Soledad sigue siendo frente ciego.

Para que el aire fluya a través de la mina, es necesario que exista una diferencia de presión entre la entrada y la salida de la misma. Esta diferencia de presión puede deberse a causas naturales (gradiente térmica) o ser inducida artificialmente por medios mecánicos mediante ventiladores.

Independientemente de las causas que originan la circulación del aire a través de las labores subterráneas, éste deberá vencer las resistencias que encuentre a su paso, lo cual se traducirá en pérdida de energía del aire en circulación.

Para que el aire circule a través de la mina, la energía de la que dispone deberá ser necesariamente mayor que la energía requerida para vencer la resistencia del conjunto de excavaciones que constituyen la mina y que definen el circuito de ventilación.

La pérdida de energía que experimenta el aire al circular a través de la mina se debe a dos causas principales:

- **La fricción** que se genera en el contacto entre el aire y las paredes de las excavaciones.
- **El impacto del aire en movimiento contra obstáculos ubicados en el interior de las excavaciones** o contra las paredes cuando al aire es obligado a cambiar de dirección.

3.2 PÉRDIDAS O RESISTENCIAS AL FLUJO

3.2.1 Factor de fricción

En 1850 un ingeniero de minas inglés, John Atkinson establece las bases para el desarrollo futuro de esta ciencia. Atkinson halló que la diferencia de presión requerida para inducir un flujo de aire a través de una galería de mina es proporcional al cuadrado de la velocidad, la longitud y perímetro de la galería y la inversa del área de la misma. Determinó asimismo, que el revestimiento interno de la galería influía en la diferencia de presión requerida para inducir el flujo.

Atkinson planteó su ecuación como sigue:

$$P = k \frac{S}{A} v^2 \quad [Pas] \quad (3.1)$$

Donde:

P : Caída de Presión $[Pas]$

k : Coeficiente de Atkinson $[kg / m^3]$

S : Superficie de contacto $[m^2]$

A : Sección transversal del ducto $[m^2]$

v : Velocidad media del aire $[m / s]$

Además:

$$k = \frac{f\rho}{2} \quad [kg / m^3] \quad (3.2)$$

En la época en que Atkinson planteó su ecuación, se estableció una serie de valores para k en función del tipo de revestimiento de la galería (rugosidad), ignorándose el efecto de la densidad del aire. Conforme se ha profundizado las minas, los cambios de densidad del aire han cobrado mayor importancia y se ha demostrado que, debido a

la falta de un factor de densidad en la Ecuación de Atkinson, se estaba obteniendo resultados cada vez menos exactos.

Esto hizo que se modificara la expresión de Atkinson teniendo en cuenta los resultados obtenidos por Chezy y Darcy, lo cual llevó a plantear la ecuación en la forma siguiente:

$$P = \frac{f\rho}{2} \frac{S}{A} v^2 \quad [Pas] \quad (3.3)$$

Como: $Q = VA$

$$P = \frac{f\rho}{2} \frac{S}{A^3} Q^2 \quad [Pas] \quad (3.4)$$

Definiendo un nuevo factor de fricción:

$$K = \frac{f}{2} \rho^* \quad [kg/m^3] \quad (3.5)$$

Donde:

ρ^* : Es la densidad del aire en condiciones normalizadas, entonces:

$$P = K \frac{S}{A^3} Q^2 \frac{\rho}{\rho^*} \quad [Pas] \quad (3.6)$$

La relación entre el factor de fricción propuesto por Atkinson y el nuevo factor de fricción estará dado por:

$$K = \frac{\rho^*}{\rho} \cdot k \quad (3.7)$$

En el sistema internacional de unidades, la densidad del aire en condiciones normalizadas es 1.2 Kg/m³, lo que hace que el nuevo factor de fricción sea:

$$K = \frac{1.2}{\rho} k \quad (3.8)$$

El objeto de introducir el coeficiente 1.2 en la definición de K, es tomar en cuenta las variaciones de densidad del aire en su paso a través de la mina.

A pesar de no existir una justificación teórica para la inclusión de este factor, en la práctica se ha comprobado que es necesario hacerlo para evitar los errores que se introduce en los cálculos al no tomar en cuenta las variaciones en la densidad del aire.

3.2.2 Resistencia de los conductos de aire

Si tenemos:

$$P = K \cdot \frac{S}{A^3} \cdot Q^2 \cdot \frac{\rho}{1.2} = (K \frac{S}{A^3} \cdot \frac{\rho}{1.2}) Q^2 \quad [Pas] \quad (3.9)$$

Podremos definir entonces un nuevo factor R, que llamaremos Resistencia del Conducto y cuyo valor estará dado por:

$$R = K \frac{S}{A^3} \cdot \frac{\rho}{1.2} \quad [Ns^2 / m^8] \quad (3.10)$$

Esto permite escribir la ecuación anterior de P en la forma siguiente:

$$P = RQ^2 \quad [Pas] \quad (3.11)$$

De donde se deduce que la resistencia R depende de:

- La rugosidad del conducto (K) $[kg / m^3]$
- Sus características geométricas (S/A³) $[m^{-1}]$
- La densidad del aire que fluye a través de él $[kg / m^3]$

Esto no sucedía con la expresión deducida inicialmente por Atkinson, en la que bastaba que dos galerías tuvieran las mismas características geométricas para que su resistencia fuera la misma.

3.2.3 Necesidad de un factor de fricción

El procedimiento usual en todo trabajo de ventilación de minas es tomar mediciones de P y Q, con lo cual se obtiene directamente los valores de R. Sin embargo, muchas veces es necesario estimar los flujos de aire en galerías que aún no han sido abiertas, razón por la cual se hace indispensable conocer de antemano los valores de R que se espera tener. Para esto se dispone de valores empíricos y nomogramas que permiten efectuar los cálculos en la etapa de planeamiento. A continuación se indica algunos valores del factor de fricción para las aberturas más comunes en minas. Conociendo el valor de K y las dimensiones del conducto de aire, se puede utilizar la ecuación $P = RQ^2$ para calcular la resistencia del mismo. Si se pudiera estimar la densidad del aire, esta deberá incorporarse a la ecuación, aunque generalmente en la etapa de planeamiento, los cálculos se hacen en base a la densidad del aire normalizado.

El nomograma para la determinación de la resistencia específica de conductos se ha construido empleando la ecuación final de, asumiendo que se trata de aire normalizado ($\rho = 1.2 \text{ kg/m}^3$) que circula a través de un conducto de sección transversal circular.

Para hallar la resistencia de una galería con sección transversal diferente a la circular, bastará multiplicar los valores obtenidos por un Factor de Forma Relativo (F).

Sabemos que:

$$R = K \frac{S}{A^3} \quad [Ns^2 / m^8] \quad (3.12)$$

Para: $\rho = 1.2 \text{ kg/m}^3$

$$K \frac{PerL}{A^3} = K \frac{L}{A^{5/2}} \cdot \frac{Per}{\sqrt{A}}$$

De aquí:

$$F = \frac{Per}{\sqrt{A}}$$

Para un círculo, el factor de forma será mínimo:

$$F = \frac{Per}{\sqrt{A}} = \frac{2\pi D}{\sqrt{\pi D^2}} = \frac{2\pi}{\sqrt{\pi}} = 3.545 \quad (3.13)$$

POZOS VERTICALES DE SECCIÓN RECTANGULAR	K(kg/m ³)
Revestimiento de concreto, sin obstrucciones	0.0030
Revestimiento de ladrillos sin obstrucciones	0.0037
Revestimiento de concreto equipado	0.0065
Revestimiento de ladrillo equipado	0.0074
Blindado sin obstrucciones	0.0139
Enmaderado sin divisores	0.0167
Revestimiento de ladrillo con dos divisores sin arriostre	0.0176
Revestimiento de ladrillo con dos divisores con arriostre	0.0223
Enmaderado con divisores arriostrados	0.0223
GALERIAS CON ARCOS METALICOS	
Revestimiento con concreto	0.0037
Con losas de concreto o entablado total entre arcos	0.0074
Con losas de concreto y entablado parcial entre arcos	0.0093
Entablado parcial detrás de los arcos	0.0121
Superficie irregular entre arcos	0.0158
GALERIAS RECTANGULARES	
Revestimiento de concreto	0.0037
Paredes con concreto o ladrillo con viguetas	0.0093
Paredes sin revestir (lisas)	0.0121
Paredes sin revestir (irregulares)	0.0158
Marcos de madera	0.0186
TABLA 3.1 ALGUNOS FACTORES DE FRICCION CONOCIDOS	

Para cualquier otra sección transversal, se encontrará un factor de forma de manera similar. Si se normaliza el factor de forma dividiéndolo entre 3.545 se obtendrá el factor de forma relativo, es decir, respecto de una sección circular.

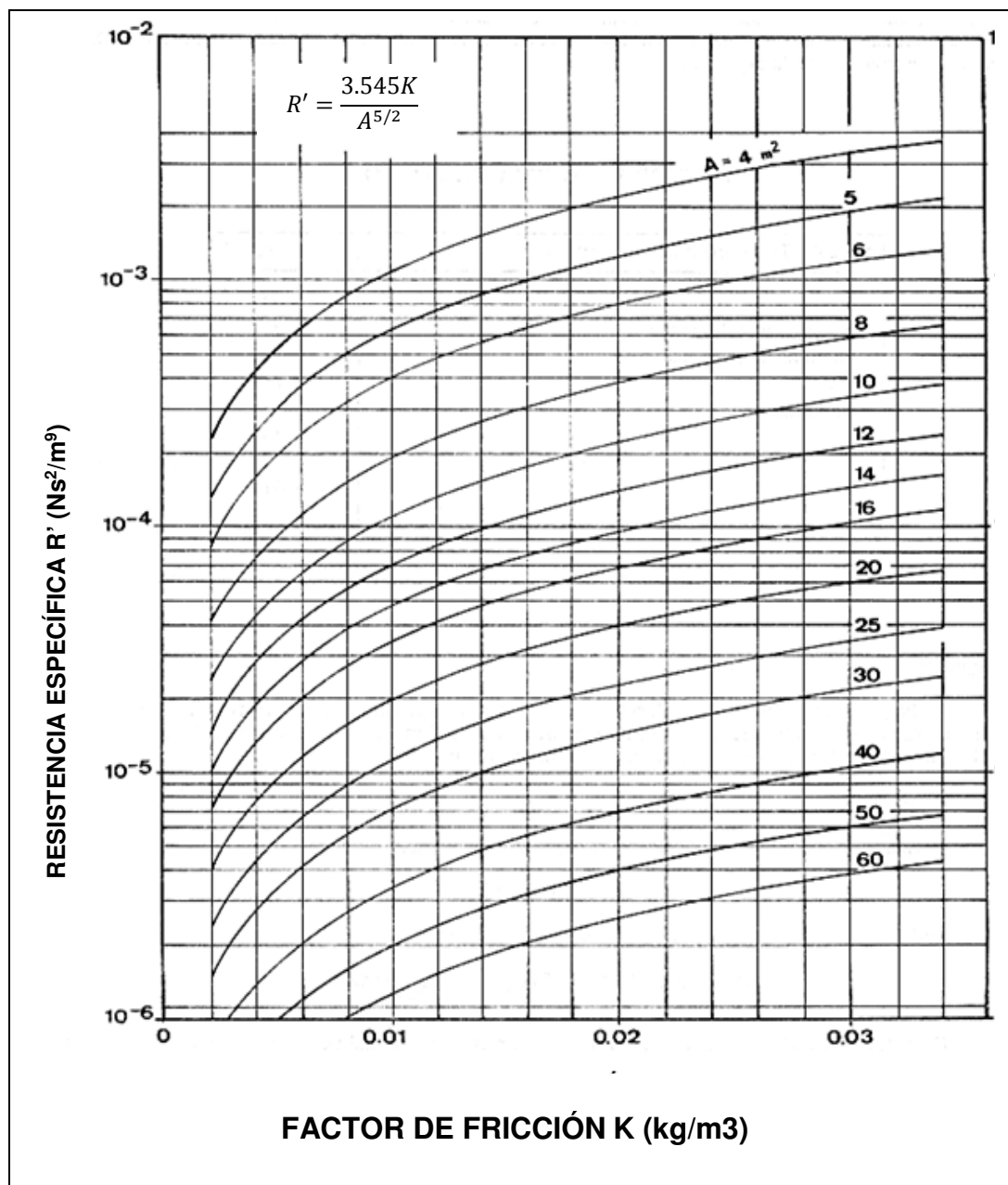


TABLA 3.2 NOMOGRAMA PARA LA DETERMINACIÓN DE LA RESISTENCIA ESPECÍFICA DE CONDUCTOS, BASADOS EN CONDICIONES DE AIRE NORMALIZADOS Y CONDUCTOS DE SECCIÓN TRANSVERSAL CIRCULAR

OBSERVACIÓN: La Resistencia para un ramal , según la ecuación 3.10, tiene como unidades Ns^2/m^8 . Por lo tanto, la Resistencia Específica tiene como unidades: $(\text{Ns}^2/\text{m}^8)/\text{m}$, es decir: Ns^2/m^9 .

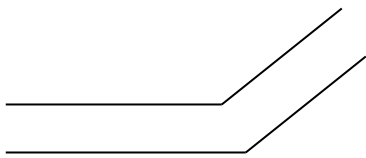
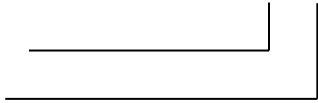
Sección transversal de la Abertura	Factor F
Circular	1
Con arcos metálicos rectos	1.08
Con arcos metálicos abiertos	1.09
Cuadrada	1.13
Rectangular altura/ancho	
1/ 1.5	1.15
1/2.0	1.20
1/3.0	1.38
1/4.0	1.41
TABLA 3.3 FACTOR DE FORMA RELATIVO	

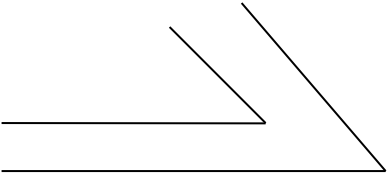
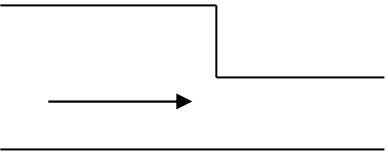
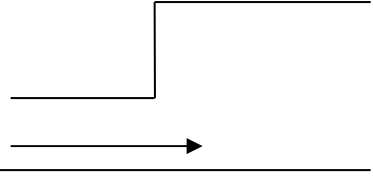
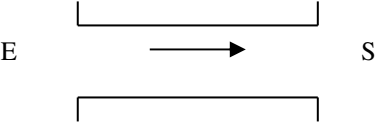
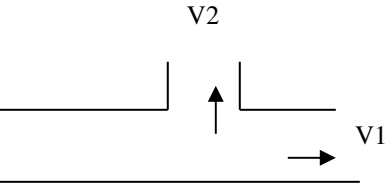
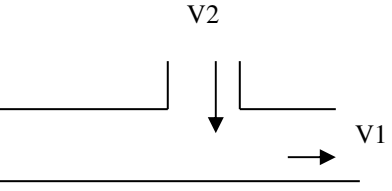
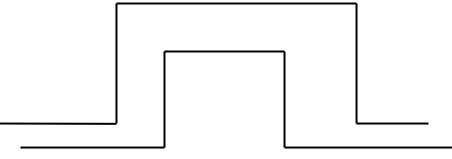
3.2.4 Pérdidas locales

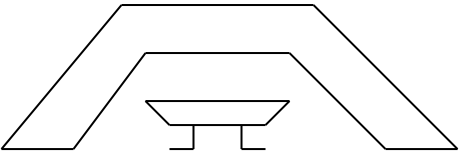
Las pérdidas de presión a las que se ha hecho referencia hasta ahora, se refieren a excavaciones rectas libres de toda obstrucción.

A las pérdidas de presión que ocurren debido a la presencia de obstrucciones o a cambios de dirección en el alineamiento de las excavaciones, se les da el nombre genérico de pérdidas locales (debido a su caracter localizado en el circuito) y su magnitud se expresa usualmente en términos de 'longitud equivalente', lo que permite reemplazar la obstrucción o el cambio de dirección por un tramo adicional de galería recta, a lo largo de la. cual ocurre una pérdida de presión igual a la causada por la obstrucción o el cambio de dirección.

Teniendo en cuenta el grado de precisión que se espera normalmente de los cálculos de ventilación y que las pérdidas locales son en realidad caídas bruscas en la energía cinética del aire, se recomienda incluirlas sólo cuando la velocidad del aire sea superior a los 3.3m/s.

FORMA DEL OBSTÁCULO	LONGITUD EQUIVALENTE (pies/metros)
	<p>Curva Abierta</p> <p>Redondeada 0.5/0.0762</p> <p>No redondeada.....15/4.572</p>
	<p>Curva en ángulo recto</p> <p>Recto ondeada.....1/0.3048</p> <p>No redondeada.....69/21.0312</p>

	<p>Curva pronunciada</p> <p>Recta Ondeada.....3/0.9144</p> <p>No redondeada.....50/15.24</p>
	<p>Contracción</p> <p>Gradual.....1/0.3048</p> <p>Brusca.....20/6.096</p>
	<p>Expansión</p> <p>Gradual.....1/0.3048</p> <p>Brusca.....20/6.096</p>
	<p>Entrada al</p> <p>Túnel.....3/0.9144</p> <p>Salida al túnel.....20/6.096</p>
	<p>Bifurcación</p> <p>Ramal v2.....3/0.9144</p> <p>Ramal v1.....2/0.6096</p>
	<p>Unión</p> <p>Ramal v2.....30/9.144</p> <p>Ramal v1.....60/18.288</p>
	<p>Cruce a Desnivel</p> <p>Pulida.....1/0.3048</p> <p>Bueno.....65/19.812</p> <p>Malo.....290/88.392</p>

	<p>Obstrucción en Galerías Cuadros....70/21.336 Ocupación 20% de Sección Transversal.. 100/30.48 Ocupación 40% de Sección Transversal..500/152.4</p>
<p align="center">TABLA 3.4 LONGITUDES EQUIVALENTE</p>	

Nº	Formas	Le (m)
1	Curva obtusa redonda	0.15
2	Angulo recto redondeado	0.30
3	Curva aguda redondeada	0.91
4	Curva obtusa curvada	4.57
5	Angulo recto quebrado	45.72
6	Curva aguda curvada	45.72
7	Contracción gradual	0.30
8	Contracción abrupta	3.04
9	Expansión gradual	0.30
10	Expansión Abrupta	6.09
11	Paso sobre nivel (óptimo)	0.30
12	Paso sobre nivel (bueno)	19.81
13	Paso sobre nivel (malo)	88.39
14	Marco para puertas	21.33
15	Carro o jaula 20% de área de la galería	30.48
16	Carro o jaula 40% de área de la galería	152.4
17	Entrada	0.91
18	Descarga	19.81
19	Bifurcación: 1: Derivación Recta 2: Derivación a 90º	18.28 9.14
20	Junturas: 3:Derivación Recta 4: Derivación a 90º	18.28 9.14
<p align="center">TABLA 3.5 OTRAS CURVAS EQUIVALENTES DE CHOQUES EN CURVAS</p>		

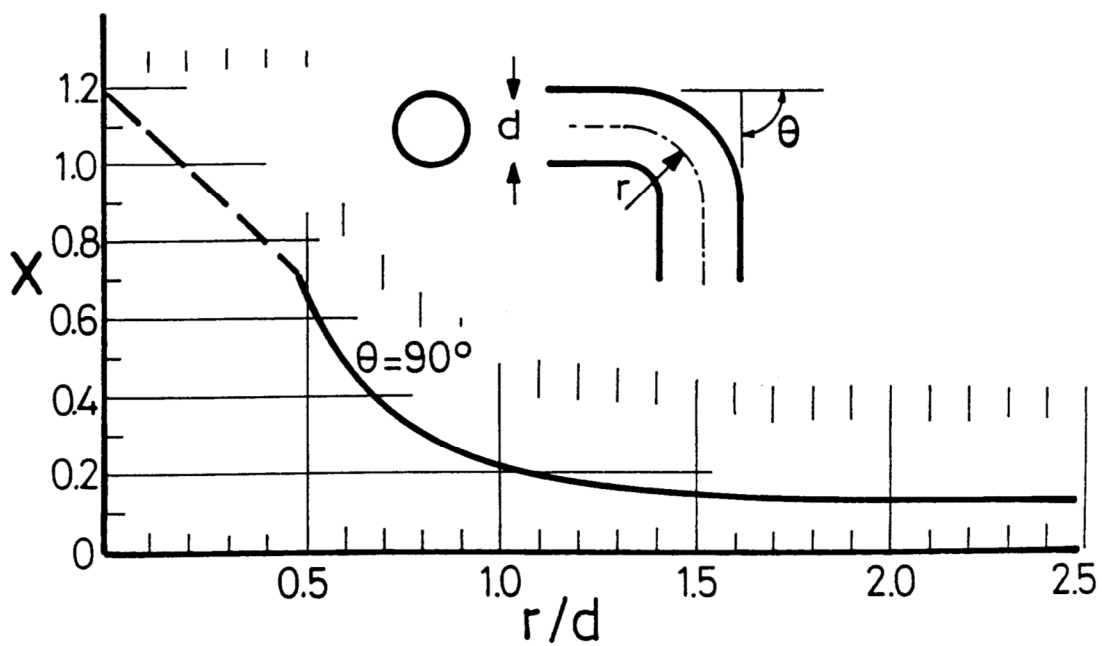


FIG 3.4 FACTOR DE PÉRDIDAS POR CHOQUES PARA CODOS EN ÁNGULOS RECTOS DE SECCIÓN TRANSVERSAL CIRCULAR

Se tiene un método que nos servirá para encontrar Pérdidas por choque locales mediante una longitud equivalente que hallaremos del siguiente modo:

Cálculo de Longitud Equivalente:

$$Leq = 0.15 \frac{X}{K} d_H \quad [m] \quad (3.14)$$

Donde:

X: Factor de Pérdida por Choque, adimensional, se halla según la figura 3.4

K: Constante de Atkinson a densidad estándar.

Las constantes 0.15 y K tienen las mismas unidades

d_H : Diámetro Hidráulico medio, que a su vez se define como.

$$d_H = 4 \frac{A}{Per} \quad [m] \quad (3.15)$$

Donde:

A: Área de la sección transversal

Per: Perímetro de la sección transversal.

3.2.5 La red de ventilación

Los conductos a través de los cuales circula el aire en la mina estarán interconectados entre si y formarán el denominado circuito de ventilación.

El circuito de ventilación tendrá la forma de una red y estará constituido por ramales y nudos.

Se denomina ramal a todo tramo que va de un nudo a otro, mientras que la denominación de nudo corresponde a todo punto de la red en la que se unen dos o más ramales.

3.3 ANÁLISIS Y FUNDAMENTOS DE REDES DE VENTILACION

Un componente vital en el diseño de una nueva mina subterránea es la planificación cuantificada de la distribución de corrientes de aire; a lo largo de una operación subterránea es necesario replantear sistemas de acuerdo a nuevos ventiladores u otros equipos que sean necesarios.

Cualquier sistema de ventilación puede ser representado como un diagrama esquemático en el cual cada línea denota un solo conducto de aire o un grupo de aperturas que se conectan tal que ellos se comportan eficazmente como una sola vía de aire.

3.3.1 Leyes de kirchoff

Gustav R. Kirchoff fue un físico alemán el cual fue el primero en reconocer las relaciones fundamentales que gobiernan el comportamiento de circuitos de corriente en una red de conductores. Las mismas relaciones básicas ahora conocidas como leyes de Kirchoff son además aplicables a redes de fluidos incluyendo sistemas de ventilación cerrados de estado estable.

1. *Primera ley de Kirchoff:*

Establece que el flujo de masa que entra en una junta iguala el flujo de masa que deja esa junta, o matemáticamente:

$$\sum_j M = 0 \quad (3.16)$$

Donde M es el flujo de masa, positivo y negativo, introducido en una junta j.

Sin embargo, este será re denominado como:

Aquí:

$$M = \rho Q \quad (3.17)$$

$$\sum_j Q\rho = 0 \quad (3.18)$$

En sistemas de ventilación de aire, la variación en la densidad alrededor de cualquier junta simple es despreciable, siendo:

$$\sum_j Q = 0 \quad (3.19)$$

Esto proporciona medios de verificar la exactitud de las dimensiones de la corriente de aire tomadas alrededor de una junta.

2. Segunda ley de Kirchhoff.:

El enunciado simplificado de la segunda ley de Kirchhoff aplicada a redes de ventilación es que la suma algebraica de todas sus caídas de presión alrededor de una ruta cerrada, o malla, en la red es cero, tomándose en cuenta los efectos de ventiladores. Estas pueden ser cuantificadas mediante la ecuación de la energía para flujo de estado estable:

$$\Delta \frac{u^2}{2} + \Delta z g + W = \int v dP + F \quad [J / kg] \quad (3.20)$$

Donde:

$\Delta \frac{u^2}{2}$: Es la variación de la energía cinética en la malla, sus unidades son J/kg.

$\Delta z g$: Es la variación de la energía Potencial en la malla, sus unidades son J/kg.

W : Trabajo ingresado por el ventilador para vencer la fricción, unidades: J/kg.

$\int v dP$: Es la energía por ventilación natural (EVN), sus unidades son: J/kg.

F : Trabajo hecho contra la fricción, sus unidades son: J/kg

A su vez:

u : Velocidad del aire, unidades: m/s

z : Altura sobre el nivel de referencia, unidades: m

v : Volumen específico, es la inversa de la densidad, unidades: m³/kg

P : Presión barométrica, unidades : Pas.

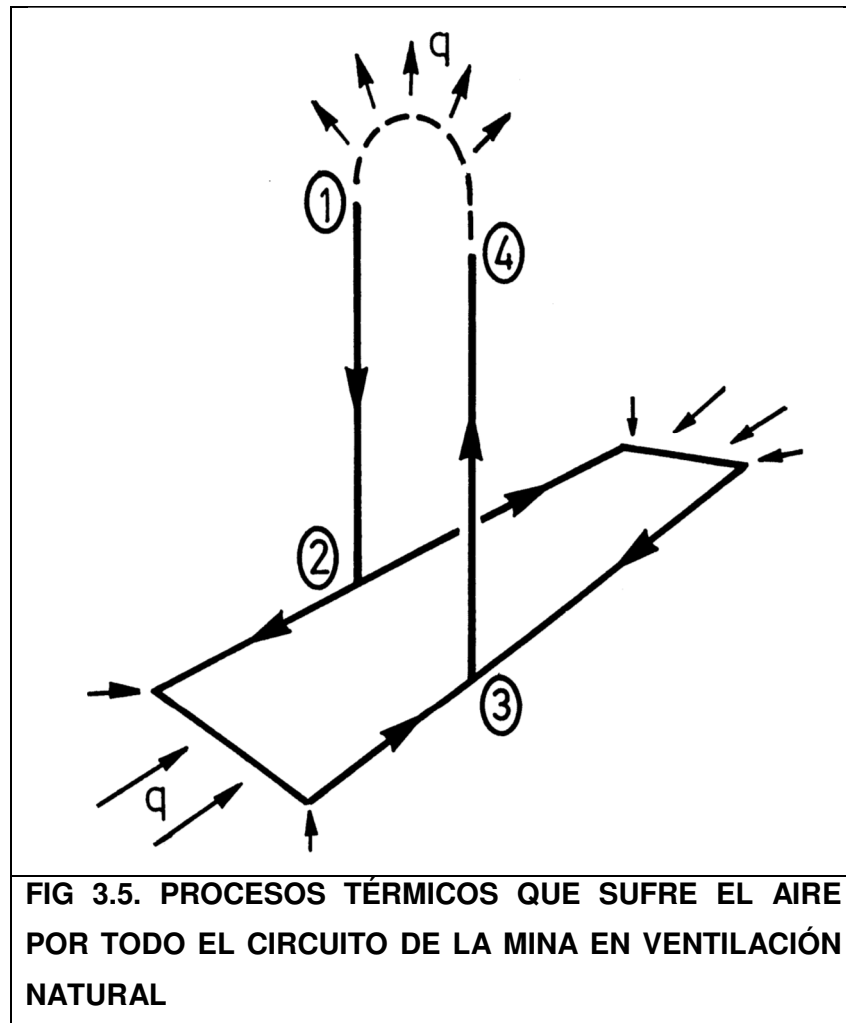
Si consideramos un número de ramales formando una malla cerrada dentro de una red, entonces en dicha malla la suma algebraica de todos Δz deben ser cero y la suma de los cambios en la energía cinética, $\Delta u^2/2$, es despreciable. Sumando los términos alrededor de la malla tenemos:

$$\sum_m \int v dP + \sum_m [F - W] = 0 \quad (3.21)$$

Se debe tomar en cuenta que el aire al circular por todo el circuito de la mina, **si se trata sólo de ventilación natural**, experimenta los siguiente procesos, de la fig 3.5 y 3.6:

a) De 1 a 2: Primero al ingreso una compresión.

- b) De 2 a 3: Al llegar a las labores se le adiciona calor (hay suficiente diferencia de temperatura con respecto al exterior o superficie, causando así la ventilación natural) es en ésta zona que se sucede una ligera expansión con su consiguiente descompresión,
- c) De 3 a 4: Seguidamente, el aire al transitar por las chimeneas de expulsión sufre una fuerte descompresión causando un incremento en su volumen específico, es en éstos dos últimos tramos, de 2 a 3 y de 3 a 4, vemos que el término dP es negativo en $\int v dP$, por ello se transforma en $-\int v dP$, veáse figuras 3.6b y 3.6c.
- d) De 4 a 1: En ausencia de ventiladores principales de expulsión y habiendo una gran diferencia de temperaturas entre interior y exterior mina, el caudal es emitido a la atmósfera causando una turbulencia en el aire de la superficie, en la mayoría de los casos la temperatura a la cual se expulsa el aire es mayor a la de la atmósfera. El aire expulsado se enfría a presión constante, transfiriendo calor a la atmósfera.



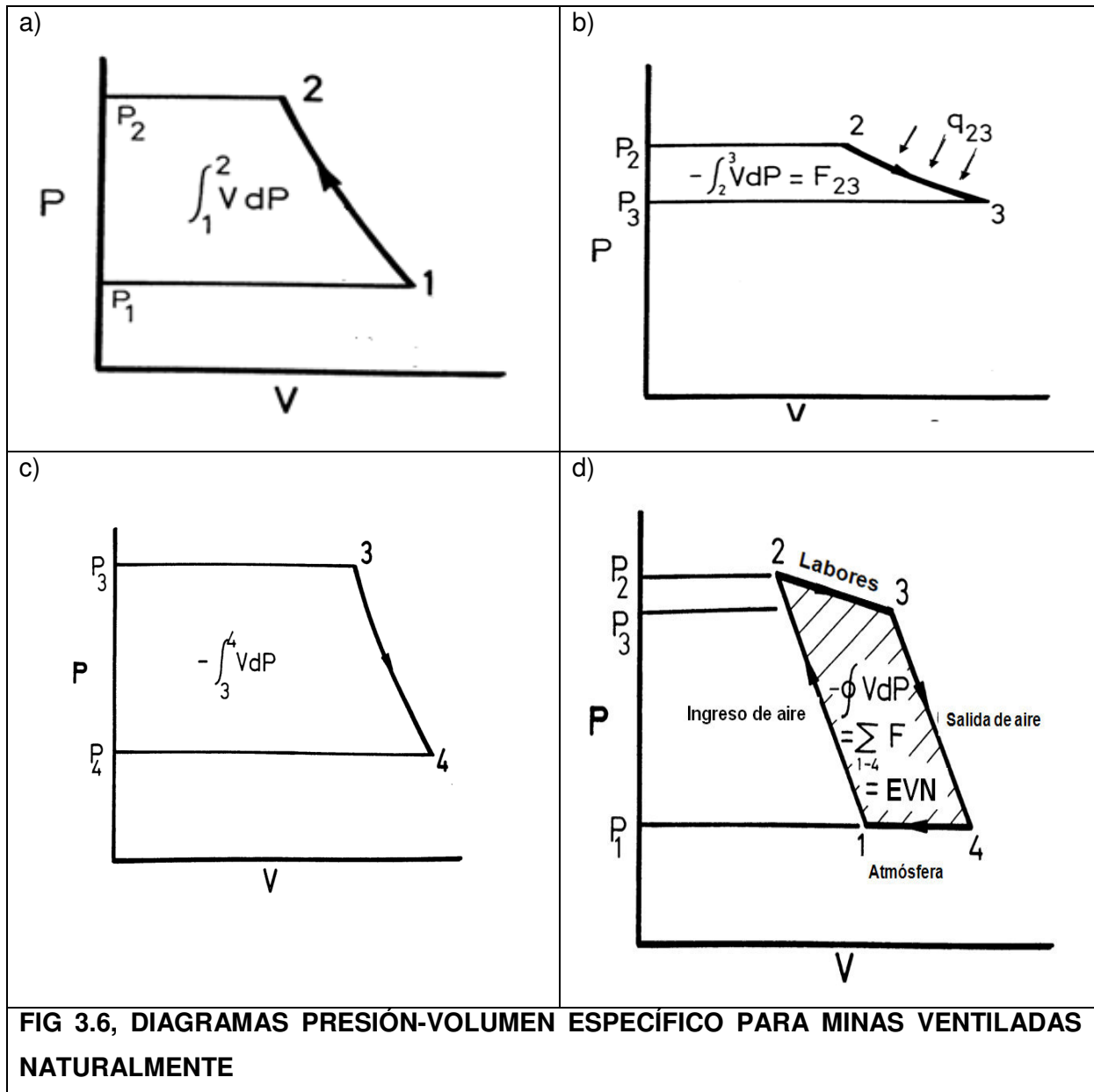


FIG 3.6, DIAGRAMAS PRESIÓN-VOLUMEN ESPECÍFICO PARA MINAS VENTILADAS NATURALMENTE

Al ser la ventilación natural el único mecanismo de impulsión del aire, entonces la ecuación 3.21 quedaría reducida a $\sum_m \int v dP + \sum_m F = 0$. La sumatoria de $-\int v dP$ es la energía por ventilación natural (EVN), (es decir : $-\int v dP = EVN$) debido a la adición de calor en el tramo de 2 a 3 (véase fig 3.6b y 3.6c). En éstos análisis se trabaja con volúmenes específicos medios. La ecuación 3.21 también podríamos escribir:

$$\sum [F - W] - EVN = 0 \quad [J/kg] \quad (3.22)$$

Donde:

F: Trabajo hecho contra la fricción en J/kg

W: Trabajo suministrado por el ventilador en J/kg

EVN: Energía de ventilación natural, unidades: J/kg

Los términos de la anterior ecuación pueden ser convertidos a unidades de presión, multiplicando por un solo valor de densidad:

$$\Sigma[\rho F - \rho W] - \rho EVN = 0 \quad [Pa] \quad (3.23)$$

Obteniendo:

$\rho F = P$: Caída de presión debido a la fricción, unidades : Pascal

$\rho W = P_f$: Elevación de la presión total a través del ventilador, unidades: Pascal

$\rho EVN = PVN$: Presión por ventilación natural, unidades: Pascal

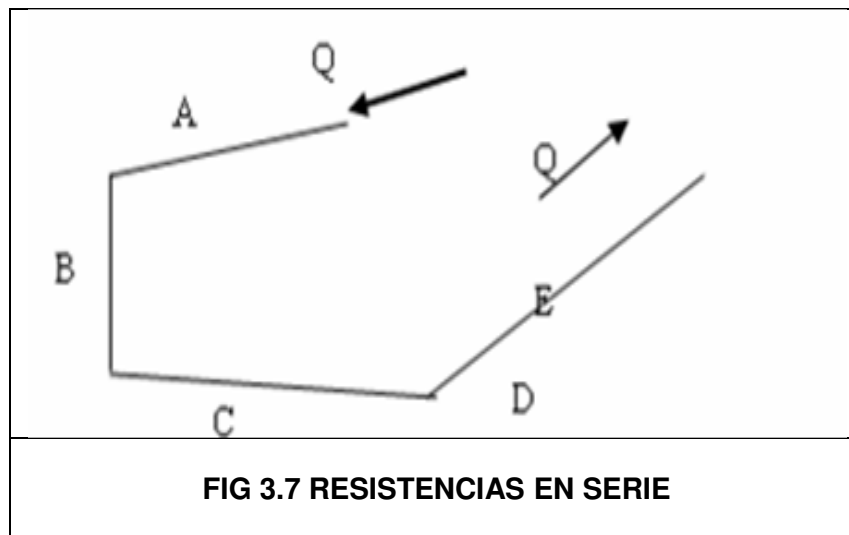
Cada uno de estos tres términos esta referido a la misma densidad. La ecuación reconocida entonces como la segunda ley de Kirchoff será:

$$\Sigma(P - P_f) - PVN = 0 \quad [Pa] \quad (3.24)$$

3.3.2 Resistencias en paralelo y en serie

Los conductos a través de los cuales la mina está interconectada entre sí forman el llamado circuito de ventilación. Ésta su vez estará conformada por ramales y nudos.

Se llama ramal a todo el tramo de que va de nudo a nudo, mientras que nudo es la unión de dos o más ramales. Mientras no ocurra bifurcación de flujo de aire, las labores mineras que conforman un ramal estarán conectadas en serie y la resistencia total de éstas es la suma de cada ramal.



Utilizamos:

$$R_{eq} = R_{A-B} + R_{B-C} + R_{C-D} + \dots + R_{D-E} \quad (3.25)$$

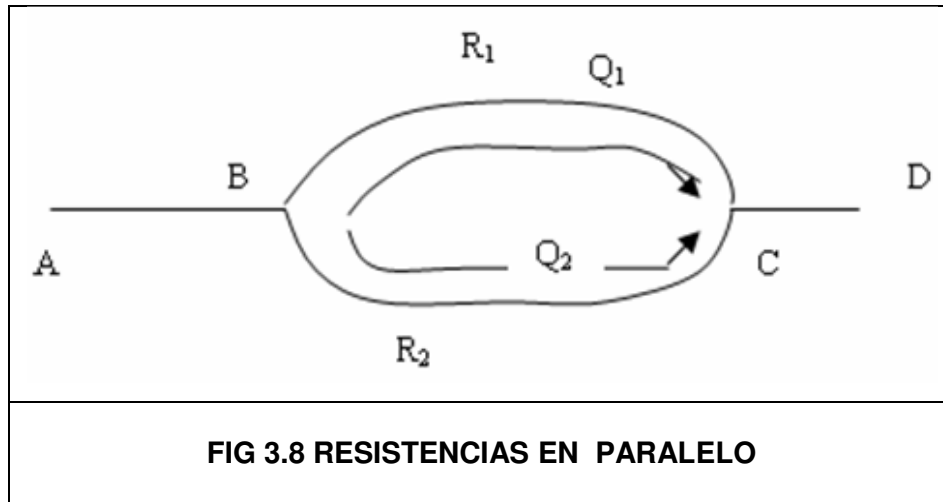
Donde:

R_{eq} : Resistencia Equivalente del Sistema

R_{A-B} , R_{B-C} , R_{C-D} : Son resistencias en serie.

Cuando se trata de dos o más ramales que salen de un nodo y luego se juntan en otro, se dice que los ramales están conectados en paralelo.

El caso más sencillo es de dos ramales:



$$\frac{1}{\sqrt{R_{B-C}}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}} \quad (3.26)$$

Donde:

R_{B-C} : Es la Resistencia equivalente.

R_1, R_2, \dots, R_n : Son Resistencias en paralelo

3.3.3. Resistencia equivalente de la mina para ventilación natural

Cualquiera que sea la forma como están conectados los diversos ramales que constituyen la red de ventilación en una mina, siempre será posible reducir todo el circuito a una resistencia equivalente, que será la que tiene que vencer el aire para circular a través de todas las labores existentes.

Si el caudal de aire que circula a través de la mina es Q_m y la pérdida de presión que experimenta entre el punto de ingreso y el de salida es P_m , la resistencia equivalente de la mina será:

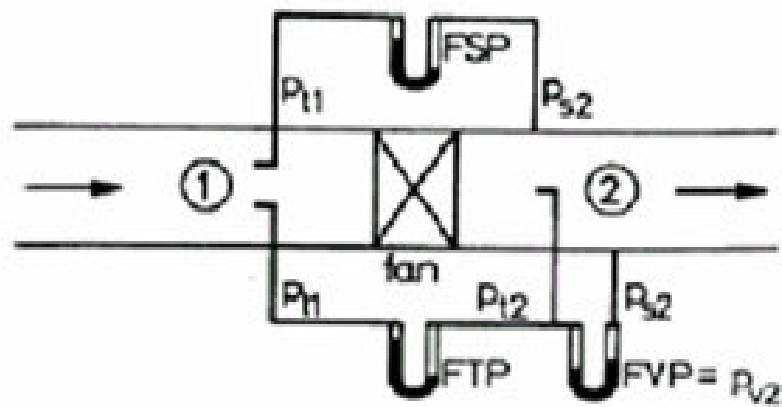
$$R_m = \frac{P_m}{Q_m^2} \quad [Ns^2 / m^8] \quad (3.27)$$

3.4 VENTILACIÓN MECÁNICA: EL VENTILADOR AXIAL

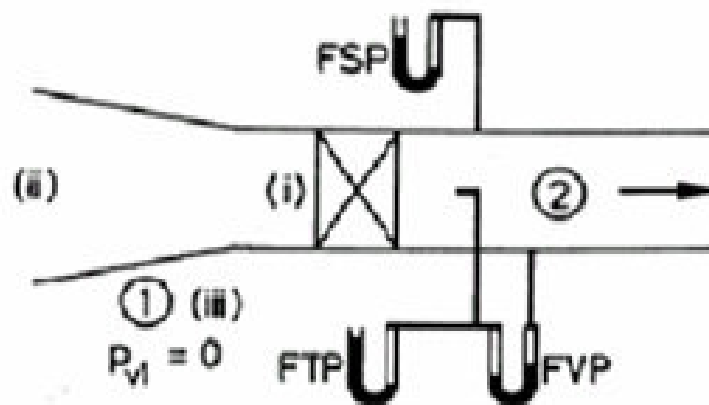
Un ventilador es un dispositivo que utiliza la energía mecánica de un impulsor rotativo para producir movimiento del aire y un aumento en su presión total.

Un ventilador centrífugo es una rueda con alabes. El aire ingresa cerca del centro de la rueda, su dirección se vuelve radial por la acción centrífuga de las paletas del impulsor.

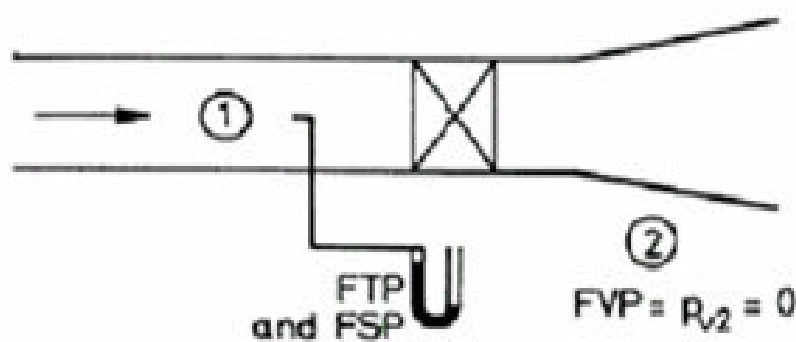
Un ventilador axial cuenta en el mismo principio que la hélice de un avión, aunque normalmente con muchas más paletas para aplicaciones mineras. Los pasos de aire a través del ventilador a lo largo de la línea de flujo se alinean esencialmente con el eje de rotación del impulsor y sin cambiar su dirección. Las características particulares de un ventilador axial dependen grandemente del plano aerodinámico y del número de alabes del impulsor, junto con el ángulo que ellos presentan a la corriente de aire. Algunos impulsores de ventiladores axiales permiten ajustar el ángulo de las hojas en forma estacionaria o en el movimiento. Esto permite a una sola velocidad axial del ventilador, ser capaz de una gama amplia de operación. Los impulsores de estos ventiladores giran a una velocidad más alta en los extremos de los álabes que de uno centrífugo de similar performance, presentando la tendencia a ser más ruidosos, además pueden ahogarse al encontrar alta resistencia; sin embargo, son más compactos y pueden combinarse fácilmente en configuraciones en serie y pueden tener su dirección de rotación invertida, aunque con actuación muy reducida. Se usan ambos tipos de ventiladores como los principales para los sistemas de ventilación de una mina, los de tipo axial son los más empleados para las situaciones subterráneas.



VENTILADOR CON MEDIDORES DE PRESION AL INGRESO Y SALIDA



MEDIDAS DE PRESIÓN EN UN SISTEMA FORZADO



MEDICIONES EN UN SISTEMA DE EXPANSIÓN

FIG 3.9A DIFERENTES MEDICIONES DE PRESIÓN PARA UN VENTILADOR AXIAL

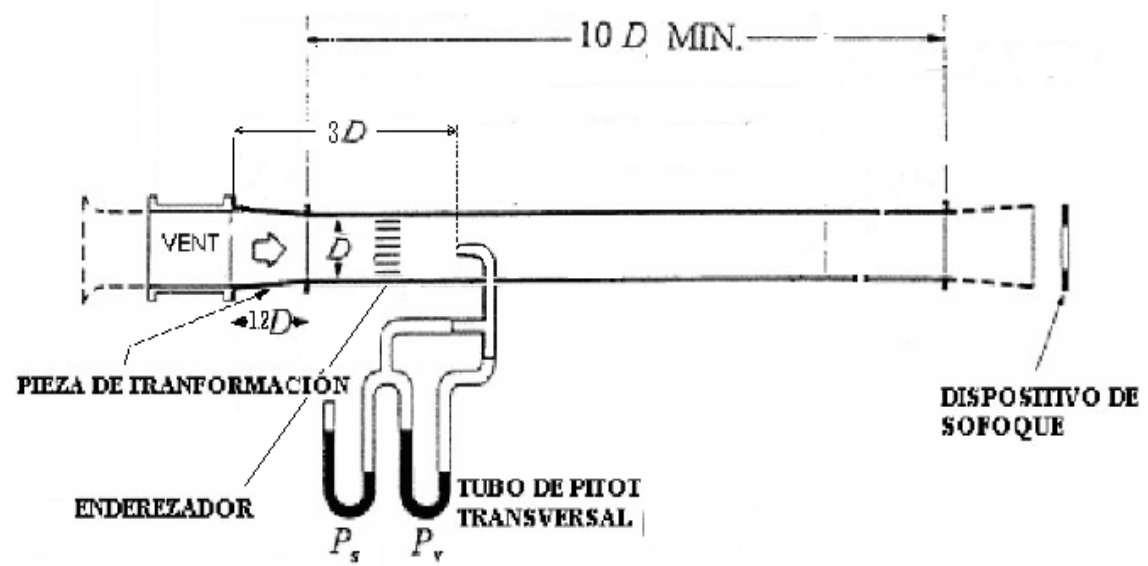


FIG 3.9B FORMA DE MEDICIÓN DE LAS PRESIONES TOTALES PARA UN VENTILADOR IMPELENTE.

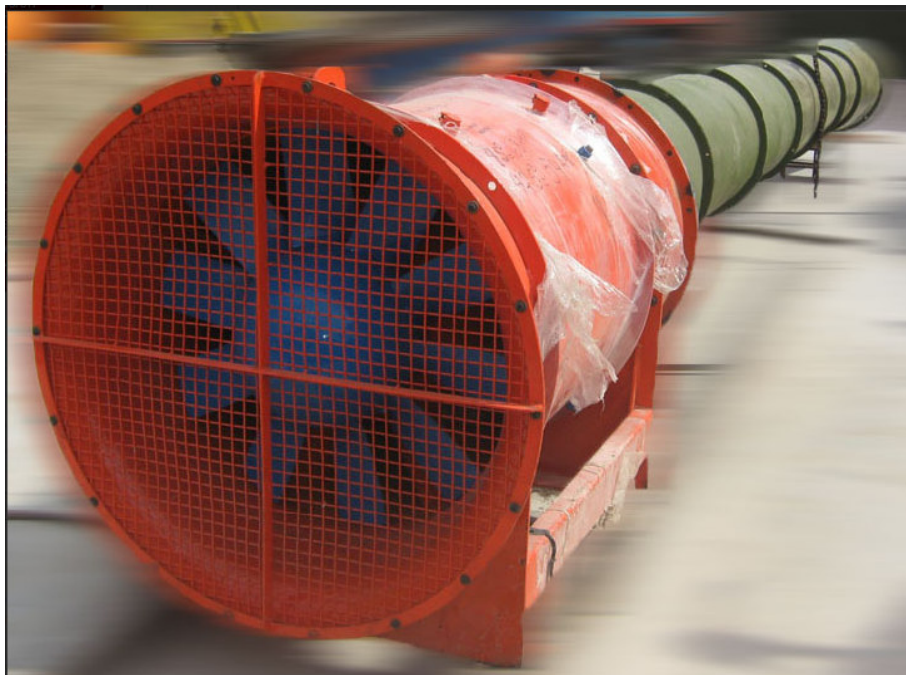


FIG 3.9C



FIG 3.9D

3.4.1 Presiones en un ventilador

Una materia que ha llevado a menudo a la confusión es la manera en que se definen las presiones del ventilador.

- **Presión total del ventilador FTP:** Es el aumento en la presión total P_t , (medido por un tubo de Pitot).

$$FTV = P_{t_2} - P_{t_1} \quad (3.28)$$

- **Presión de velocidad del ventilador FVP:** Es la presión de velocidad promedio tomada a la salida del ventilador.

$$FVP = P_{v_2} = P_{t_2} - P_{s_2} \quad (3.29)$$

- **Presión estática del ventilador FSP:** Es la diferencia entre la presión total del ventilador y su presión de velocidad.

$$FSP = FTP - FVP \quad (3.30)$$

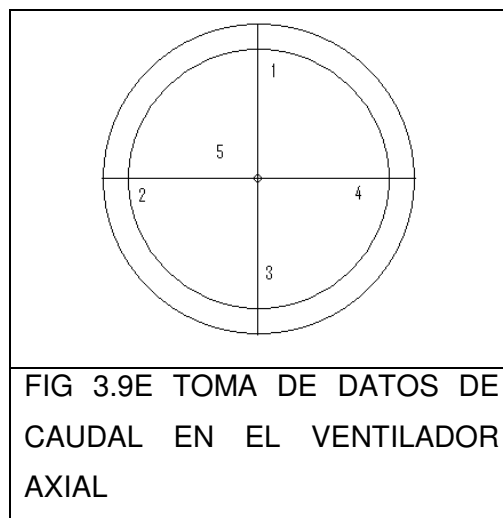
$$= P_{t_2} - P_{t_1} - (P_{t_2} - P_{s_2}) = P_{s_2} - P_{t_1} \quad (3.31)$$

La razón para definir la presión de velocidad del ventilador de esta manera, es que la energía cinética impartida por el ventilador y representada por la presión de velocidad a la toma de corriente, tradicionalmente, se ha asumido que es una pérdida de energía útil. Para un ventilador que descarga directamente a la atmósfera este es, de hecho, el caso. Como la presión total del ventilador, FTP, refleja el aumento total en energía mecánica impartida por el ventilador, la diferencia entre los dos, se ha considerado la presión estática como representante de la energía mecánica útil aplicado al sistema.

- **Forma de medición de las presiones y caudales en un ventilador impelente.**

Una de las formas mas empleadas en la medición de presiones y caudales en un ventilador impelente es como se muestra en la figura 3.9B. Normalmente éstas pruebas

se emplean como base para catalogar un ventilador a la hora de la compra de un ventilador nuevo, éste procedimiento se le conoce como protocolo de prueba y se realiza a la altura de operación. En la cual podemos observar que el tubo de Pitot percibe por el orificio de cara a la corriente de aire la presión total, mientras que por los orificios laterales del extremo (para mayor precisión veáse la fig 4.4), se percibe las presiones estáticas, éstas son medidas respecto a la presión del medio ambiente. Para evitar errores por turbulencia se coloca enderezadores o guías que permiten una mayor homogeneidad en la distribución de velocidades en el interior del ducto de prueba. El tubo de pitot se encuentra a una distancia a 3 veces D (D es el diámetro interno de la carcasa del ventilador) en la zona de descarga del ventilador, los puntos toma de datos se asemeja al mismo modo que la fig 3.9E, para lo cual en el ducto de prueba se halla acondicionada 4 hoyos distribuidos uniformemente. La forma de medir los caudales en los ventiladores es mediante el uso del anemómetro digital como se muestra en la fig 3.9E, con cinco (5) puntos formando cuatro cuadrantes, uno en cada cuadrante y el adicional al centro, éstos valores se promedian tabulándose y graficándose la curva Presión total versus Caudal, consiguiéndose las curvas que se ilustran en la figura 3.13.



- **Teoría del impulsor y curvas características del ventilador**

Un aspecto importante de la ventilación subterránea es planear la especificación de la relación presión-volumen requerida de ventiladores. La selección se realiza por medio de la lectura de catálogos que presentan sus curvas características. La teoría del diseño del impulsor raramente es de uso práctico para el proyectista de ventilación subterránea. Sin embargo, un conocimiento de los elementos esenciales de esa teoría es particularmente útil en las discusiones con los fabricantes del ventilador, comprendiendo por qué los ventiladores se comportan de determinada manera.

3.4.2 El impulsor axial

Los ventiladores axiales de desempeño aceptable no aparecían hasta los años '30. Esto debido a una carencia del entendimiento del comportamiento del flujo de aire sobre las palas axiales del ventilador. Los tempranos ventiladores axiales tenían el piso simple, las palas angulosas y producían una pobre eficiencia. El crecimiento de la industria aeronáutica llevó al desarrollo de los perfiles aerodinámicos para las alas de los aeroplanos. El tratamiento teórico de los impulsores axiales pueden ser comprendidos desde el punto de vista de una serie de una serie de perfiles aerodinámicos o por el empleo de: vórtices o teoría del momentum.

- **Presión teórica desarrollada por un ventilador axial sin guías a la entrada**

Consideramos un cilindro imaginario coaxial con el manejo con el eje y cortante a través de las palas del impulsor a un radio constante. Si producimos una impresión de corte de las cuchillas sobre un papel en dos dimensiones, entonces se produce un dibujo similar al que se muestra en la siguiente figura. Por comodidad se muestra cada pala como aspas curvas en lugar de una sección de perfil aerodinámico.

El aire se aproxima al impulsor axialmente a una velocidad, C_1 . Al punto de diseño óptimo, el vector C_1 , se combina con la velocidad de la pala, U , para producir una velocidad relativa para la pala, W_1 , y que es tangencial al borde de ataque de la pala. En el borde posterior el aire abandona a velocidad relativa W_2 , el cual también se combina con la velocidad de la pala para generar la velocidad absoluta a la salida C_2 . Éste también tiene un componente rotacional, C_{u2} , impartido por la curvatura de la pala. La velocidad inicial axial C_1 , ha permanecido sin alterar debido a que el impulsor no tiene ningún componente de velocidad axial en un ventilador.

En la figura 3.10, se traza a gran escala para mayor claridad, muestra como el ingreso y salida del diagrama de velocidades puede estar combinado. Como W_1 y W_2 están relacionados por la misma velocidad de la pala, U , el vector diferencia entre los dos, $W_1 - W_2$, debe ser igual para la final componente rotacional C_{u2} .

Como la velocidad axial, C_1 , es el mismo a la salida como a la entrada, ello repercute en que el incremento en la presión total que cruza el impulsor es igual al aumento a la presión estática.

$$p_{ft} = p_{2s} - p_{1s} \quad [Pas] \quad (3.32)$$

Ahora permítenos considerar de nuevo las velocidades relativas, W_1 y W_2 . Imaginemos por un momento que el impulsor está detenido aún. Ello no impartiría ninguna energía y la ecuación de Bernoulli, nos dice que el incremento en la presión estática debe ser igual al decremento en la presión de velocidad (en ausencia de pérdidas por fricción). De aquí:

$$p_{ft} = p_{2s} - p_{1s} = \rho \left[\frac{W_1^2}{2} - \frac{W_2^2}{2} \right] \quad [Pas] \quad (3.33)$$

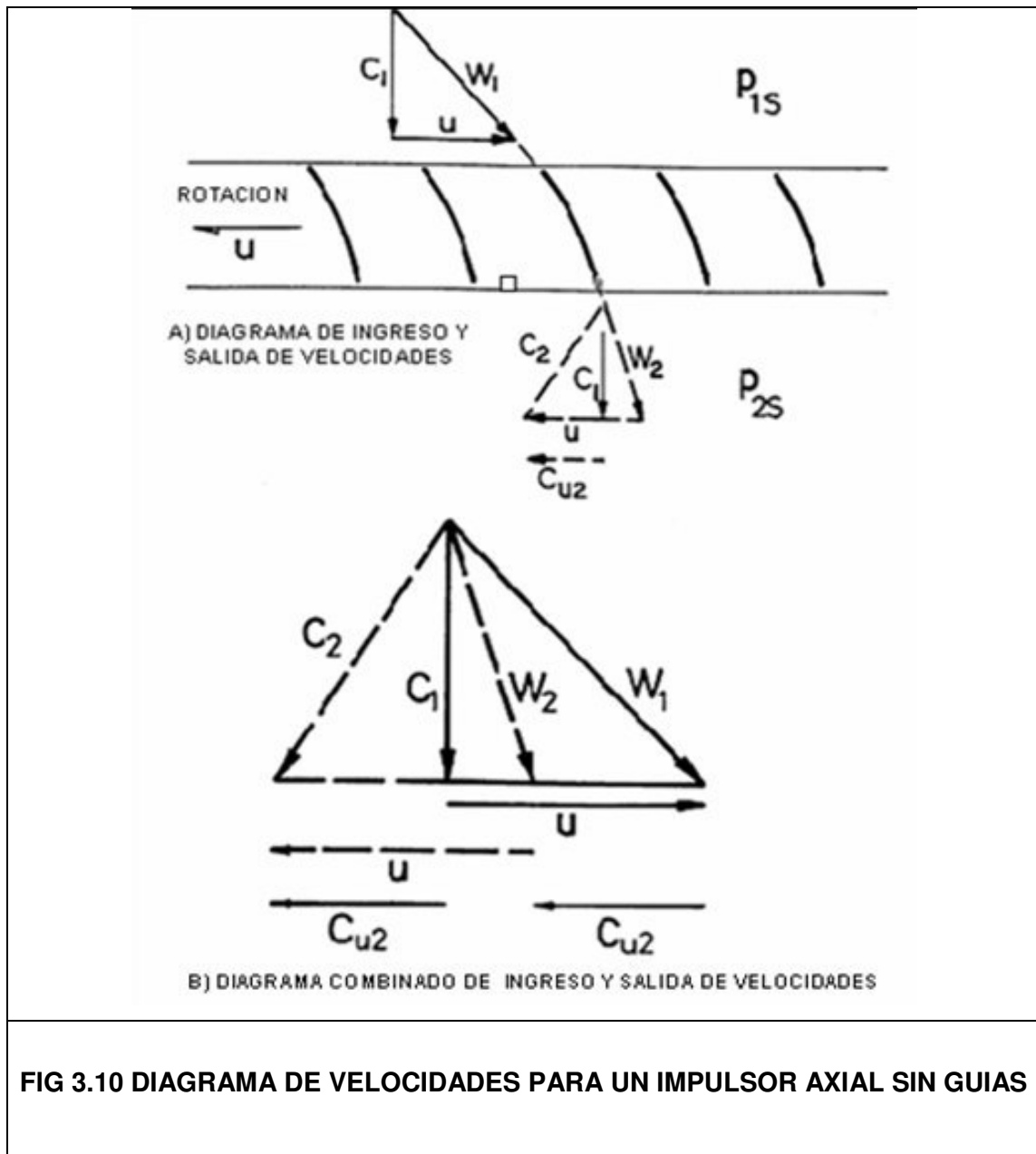


FIG 3.10 DIAGRAMA DE VELOCIDADES PARA UN IMPULSOR AXIAL SIN GUÍAS

Aplicando el teorema de Pitágoras para la figura anterior tenemos:

$$W_1^2 = C_1^2 + U^2$$

y

$$W_2^2 = C_1^2 + (U - C_{u2})^2$$

Dando:

$$p_{ft} = \frac{\rho}{2} [U^2 - (U - C_{u2})^2] \quad [Pas] \quad (3.34)$$

Tenemos:

$$p_{ft} = \rho U C_{u2} - \rho \frac{C_{u2}^2}{2} \quad [Pas] \quad (3.35)$$

- **Velocidades para un impulso axial con guías a la entrada**

El diagrama de vectores para un impulsor axial con guías a la entrada de las aspas se da en la siguiente figura. Señalamos con subíndices 1 y 2 para el ingreso y salida de las aspas del impulsor en movimiento, el subíndice 0 es empleado para el ingreso del aire a la entrada de las guías de aspas. Para un punto de óptimo diseño, las velocidades absolutas, C_o y C_2 deberían ser iguales y axiales, de allí que no debería haber ninguna componente rotacional al ingreso ni a la salida de la combinación aspa / impulsor. Esto significa que cualquier acción de vórtices impartidos por las guías de las palas deben ser eliminado por un igual pero opuesta acción de vórtice impartido por el impulsor.

Seguimos el proceso sobre el diagrama de vectores sobre la figura siguiente usando los puntos a, b, c, d y e.

a) El aire llega a la entrada para los guías de las aspas con una velocidad axial C_o , y ningún componente rotacional (punto a).

b) Al dar un giro sobre el ingreso de las guías de las aspas da un componente rotacional C_{U1} , para el aire. El componente axial permanece en C_o . De aquí, el vector adición de los dos resulta en la velocidad absoluta C_1 (punto b).

c) Para determinar la velocidad relativa del aire para el impulsor en movimiento en la ubicación (1), debemos restar el vector velocidad del impulsor, U . Esto nos lleva a la posición c sobre el diagrama de vectores y una velocidad de aire de W_1 relativa al impulsor.

d) El giro sobre el impulsor imparte un componente rotacional C_{U2} para el aire. La velocidad relativa del aire para el impulsor es de ésta manera reducido a W_2 y llegamos al punto d.

e) Para determinar la velocidad absoluta final del aire, debemos adicionar la velocidad del impulsor U . Esto nos llevará hacia el punto e sobre el diagrama de vectores (coincidiendo con el punto a), con ningún componente rotacional con tal de que $C_{U1} = C_{U2}$.

Deducimos que las velocidades absolutas a la entrada y a la salida, C_o y C_2 deben ser ambos iguales y axiales.

Para determinar la presión teórica total desarrollada por el sistema, consideramos primero las aspas de guías a la entrada estacionarias, (subíndice g). De la ecuación de Bernoulli con ninguna energía potencial el término

$$p_g = \rho \left[\frac{C_o^2 - C_1^2}{2} \right] \quad [Pas] \quad (3.36)$$

Por Pitágoras, del diagrama siguiente, para el diagrama de vectores de la figura nos da:

$$p_g = -\rho \frac{C_{u1}^2}{2} \quad [Pas] \quad (3.37)$$

Que representa una pérdida de presión causada por la aceleración rotacional que cruza las guías de las aspas.

El aumento en la presión total que cruza el impulsor (subíndice i) está dado como:

$$p_i = \frac{\rho}{2} (W_1^2 - W_2^2) \quad [Pas] \quad (3.38)$$

Usando Pitágoras de la figura 3.11, tenemos:

$$p_i = \frac{\rho}{2} [C_0^2 + (U + C_{u2})^2 - (C_0^2 + U^2)] = \frac{\rho}{2} (C_{u2}^2 + 2C_{u2}U) \quad [Pas] \quad (3.39)$$

Pero como $C_{u1} = C_{u2}$, también se puede escribir como:

$$p_i = \frac{\rho}{2} (C_{u1}^2 + 2C_{u2}U) \quad [Pas] \quad (3.40)$$

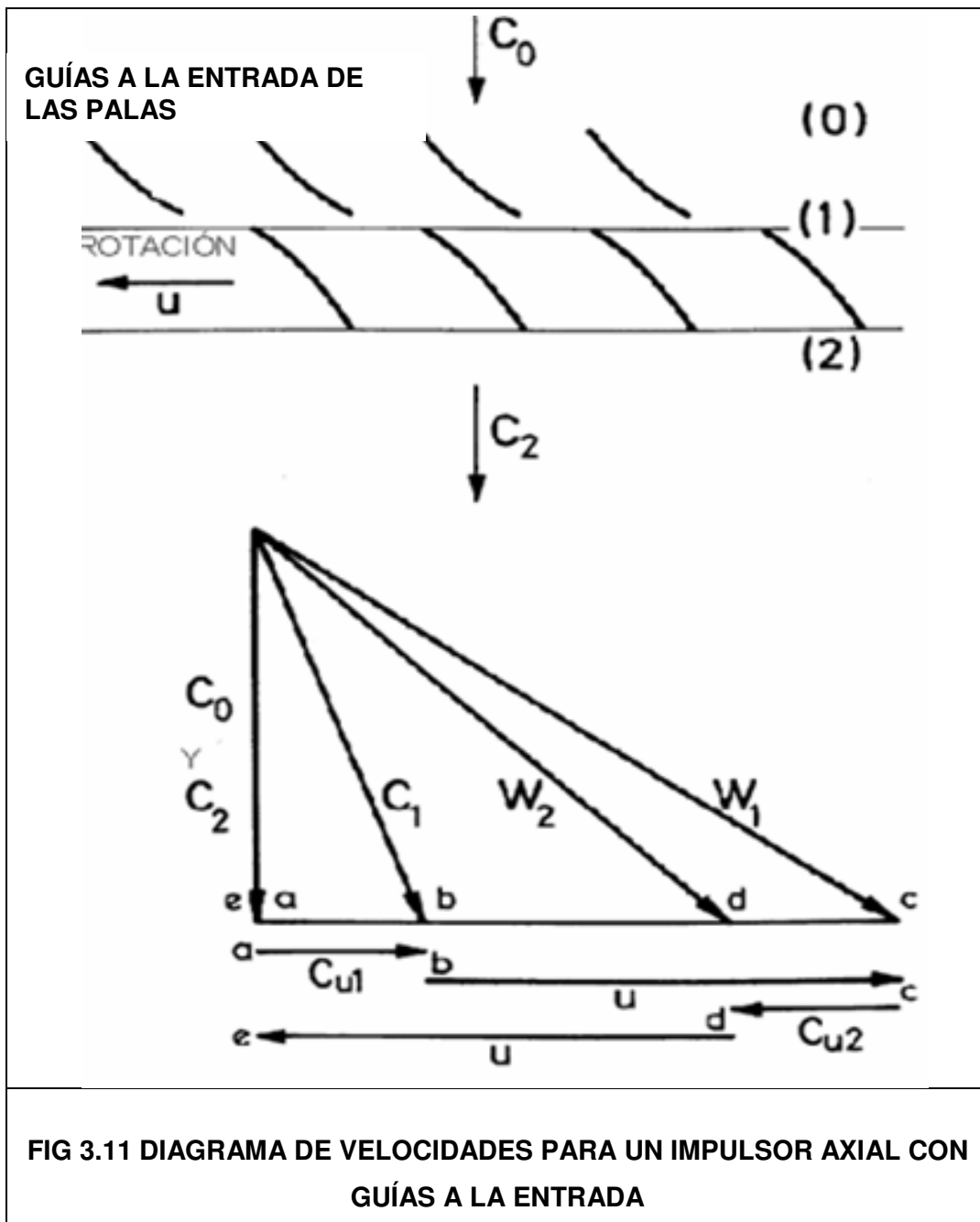
Ahora la presión total desarrollada por el sistema, p_{ft} debe ser la combinación $p_g + p_i$, ello da:

$$p_{ft} = p_g + p_i = \rho C_{u2}U \quad [Pas] \quad (3.41)$$

Encontramos que la presión desarrollada por el ventilador, está dada por la ecuación de Euler. Si comparamos con la ecuación que expresa el incremento en la presión total que cruza el impulsor, sin guías para las aspas, se muestra que la eliminación de la residual componente de velocidad rotacional a la salida (balanceando C_{u1} y C_{u2}) resulta en un incremento de presión de ventilador cuando las guías de las aspas son empleadas.

Es obvio de que a lo largo de cada aspa la velocidad rotacional U , va incrementándose de la raíz a la punta, para mantener uniforme un aumento de presión e inhibir cualquier indeseable cruce de flujo, el valor de C_{u2} en la ecuación anterior debe balancear la variación en U . Esto se da en los impulsores bien diseñados. Por lo tanto, el punto de diseño depende sólo de C_{u2} , y la velocidad periférica del impulsor U .

Para un óptimo diseño debe de suceder que C_o debe ser igual C_2 .



- **Curvas características reales para un ventilador axial**

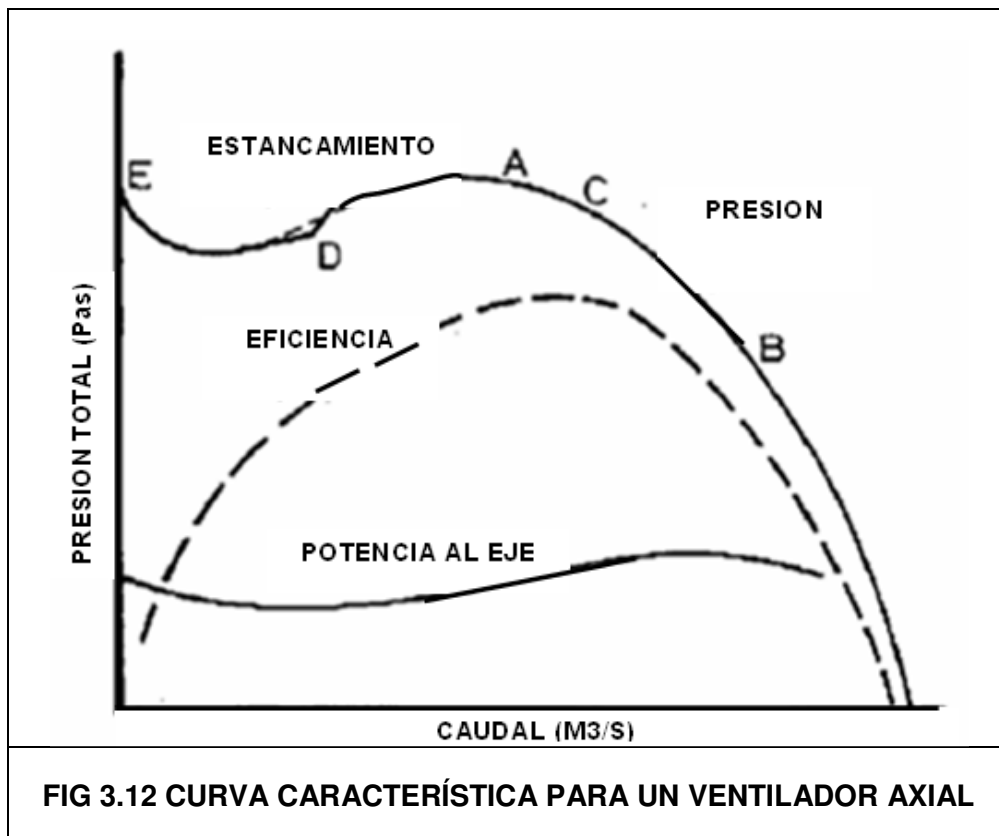
Las pérdidas en los ventiladores axiales deben ser divididas en grupos recuperable y no recuperable. Las pérdidas recuperables incluyen los vórtices y componentes de velocidad que existen en el flujo de aire que abandona el ventilador. Hemos visto que estas pérdidas pueden ser recuperables hacia en el punto de diseño por el uso de guías para aspas. Sin embargo, como abandonamos el punto de diseño, las turbulencias a la salida de aire se sucederán.

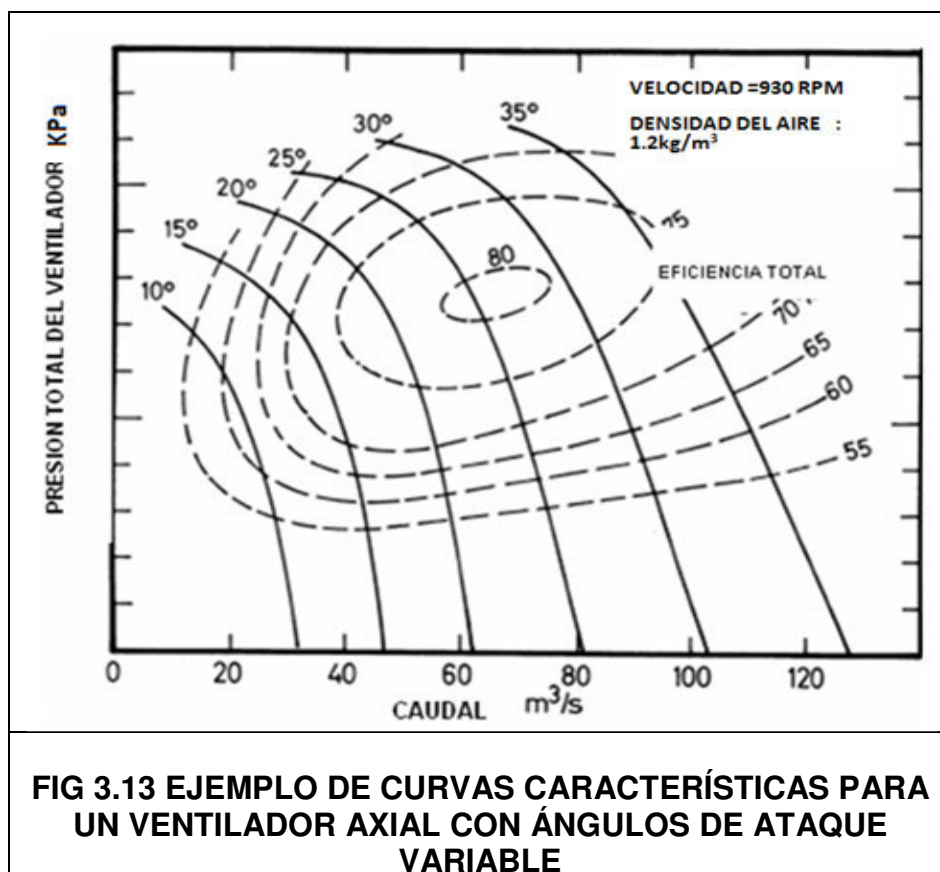
La siguiente figura es un ejemplo de las curvas características reales para un ventilador axial. El punto de diseño, C, coincide con la máxima eficiencia. Hacia éste punto las pérdidas son mínimas. En la práctica, la región de A a B sobre la curva de presión sería aceptable. Operando a baja resistencia, es decir a la derecha del punto B,

no habría suficiente potencia del motor, además muestra una baja carga como se muestra en la curva característica. Sin embargo la eficiencia decrece rápidamente en ésta región.

Hay una desventaja de operar a la izquierda del punto A, la resistencia aumenta y la eficiencia decrece, pero mas importante es el peligro de aproximarse al punto D, es que allí hay una discontinuidad definida en la curva de presión hacia el punto de pérdida de velocidad, aunque con frecuencia los catálogos de fabricantes muestran usualmente curvas características sólo a la derecha del punto A. En la región E a D, el flujo es severamente restringido. La capa límite sufre una separación sobre las aspas y la acción centrífuga ocurre produciendo una recirculación alrededor de las aspas.

Una ventaja considerable sobre los ventiladores centrífugos es que los ángulos de ataque de las aspas pueden ser cambiados estando el impulsor en movimiento o estático. Esto se ve en la figura que a continuación veremos. Así como también las guías de las aspas al ingreso del impulsor también puede ser de ángulos variables.





CARACTERÍSTICAS	VENTILADOR AXIAL
Reversibilidad	Limitada eficiencia cuando opera en dirección reversa
Instalación	Simple y barato
Costo	Mayores ventiladores pueden tener el mismo costo
Ruido	Los ventiladores axiales son mas bulliciosos
Estabilidad Mecánica	Es menos robusto que ventiladores centrífugos. Pueden ser bastante compactos
Potencia Característica	La Potencia característica es cayente
Altura Máxima	Máximo para una sola etapa es de 12pulg. De CA (3000Pa)
Eficiencia	Aspas axiales son mas eficientes
Flexibilidad	Son de mayor flexibilidad en lo que se refiere al flujo axial
TABLA 3.6 CUADRO DE CARACTERISTICAS DE VENTILADORES AXIALES	

3.4.3 Ventiladores Principales

Son aquellos a través de los cuales circula todo el aire que fluye por la mina, aunque si hubiera dos o más entradas (o salidas) de aire, los ventiladores instalados en estos ramales se considerarán también como principales.

Los ventiladores principales pueden ser aspirantes o impelentes. La presencia de gases corrosivos es un factor importante a tenerse en cuenta al momento de decidir si el ventilador debe ser aspirante o impelente.

3.4.4 Ventiladores Secundarios

Complementan la presión proporcionada por el sistema de ventilación principal, de tal forma de vencer la resistencia de algunos ramales que resulten críticos dentro del circuito de la mina.

3.4.5 Ventiladores Auxiliares

Son aquellos ventiladores que se emplean en las labores subterráneas que no forman parte de la red de ventilación principal de la mina y que se conoce como frentes ciegos. Las labores que requieren ventilación auxiliar tienen una sola comunicación con la red principal, lo que impide que se pueda establecer un circuito en el que intervengan dichas labores.

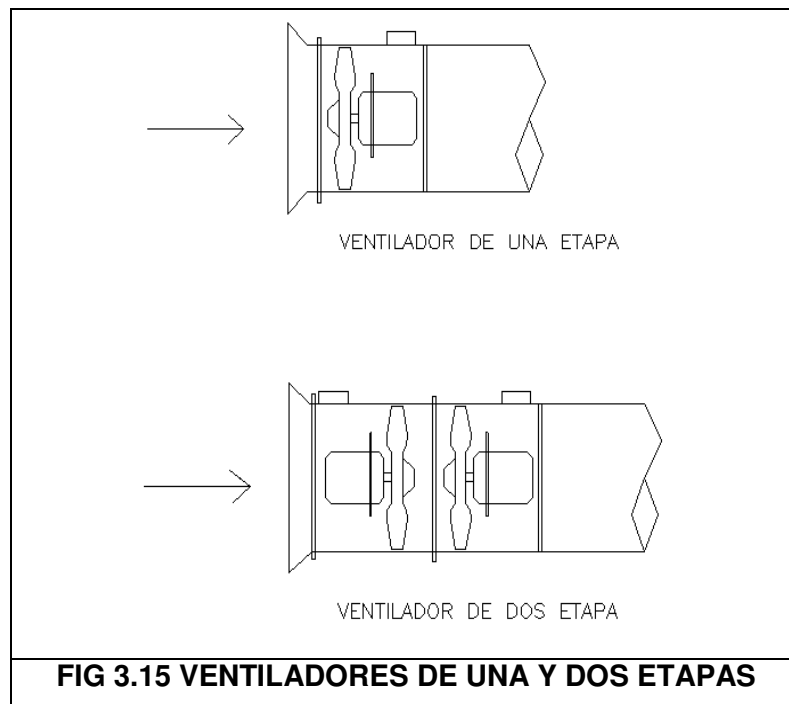
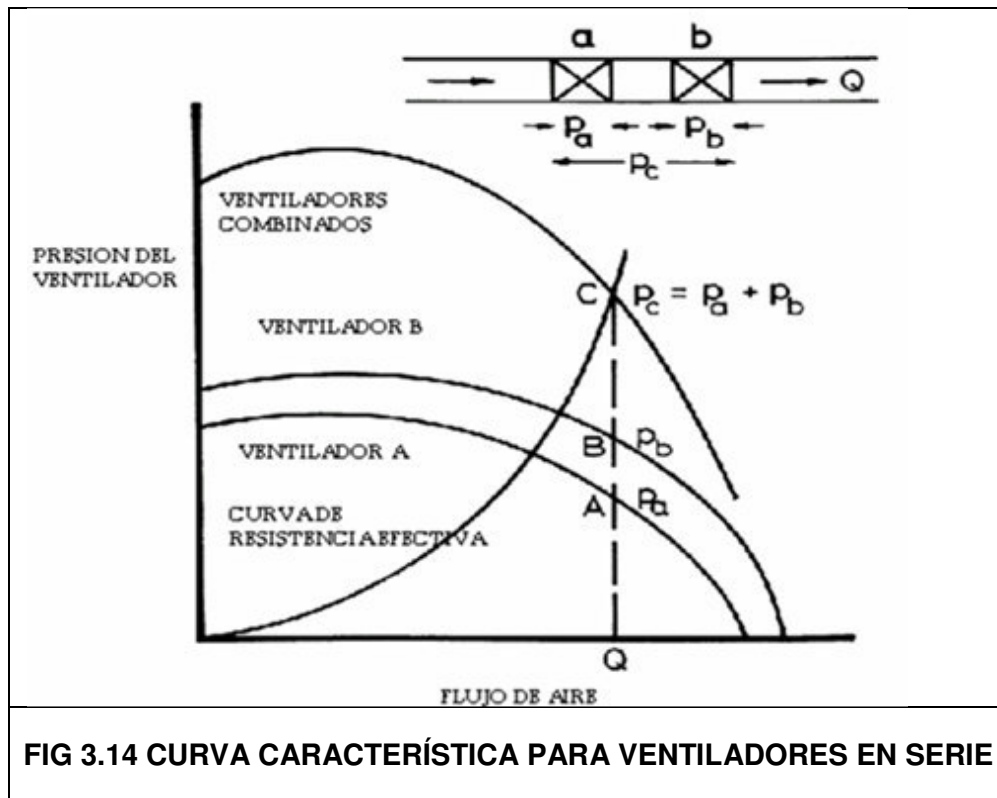
3.4.6 Ventiladores en serie

La curva característica para la combinación en serie se obtiene simplemente agregando las presiones del ventilador individuales para cada valor de corriente de aire.

El punto que opera eficazmente se localiza en C, donde la curva de resistencia intercepta la característica combinada. A través de los ventiladores a y b pasa la misma corriente de aire Q, pero desarrolla las presiones P_a y P_b , respectivamente. Los puntos de operación individual se muestran como A y B. Para tres o más ventiladores, el proceso de agregar ventiladores permanece del mismo modo. Sin embargo, si el cambio en la densidad a través de la combinación es significativo, entonces deben emplearse las leyes particulares de ventilación para corregir las curvas características individuales.

Como se muestra en la siguiente figura, los ventiladores individuales no necesitan tener curvas características idénticas.

Sin embargo, si un ventilador es considerablemente más poderoso que otro, o si la resistencia del sistema cae a un nivel bajo, entonces el impulsor de la unidad más débil puede manejarse a modo de turbina por su compañero más fuerte. El ventilador más débil se vuelve una resistencia adicional entonces en el sistema.



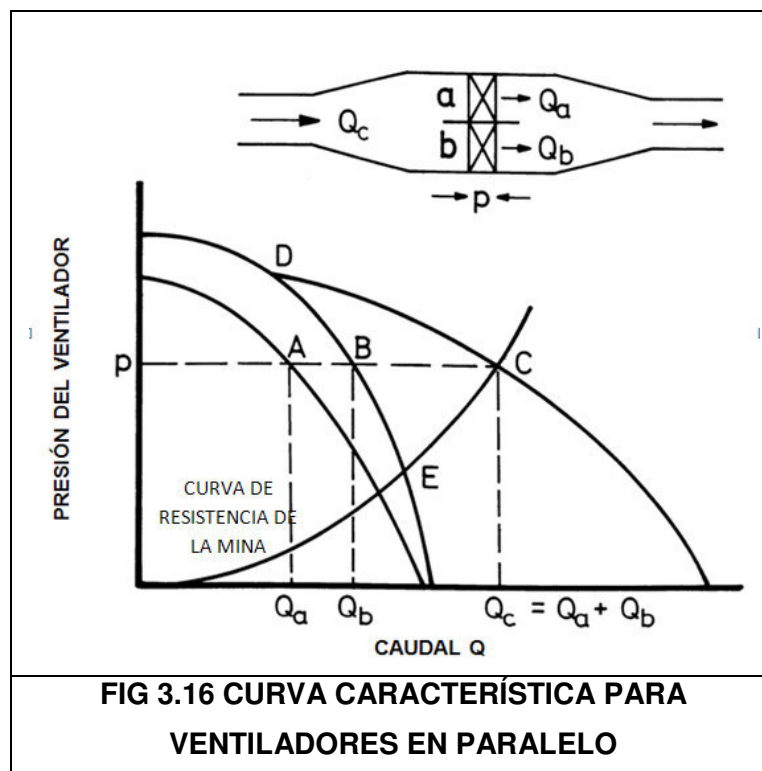
3.4.7 Ventiladores en paralelo

Cuando se trata de ventiladores en paralelo, los caudales deben sumarse, obteniéndose una curva característica que resulta de una combinación de los dos ventiladores componentes. El punto de operación se da hacia el punto C, como lo muestra la fig 3.16, por ello los ventiladores no necesariamente deben ser idénticos,

aunque conviene que lo sean. Se debe tomar cuidado de no ir demasiado lejos de las curvas características de los ventiladores, por que, suponiendo en la figura, si la resistencia del sistema aumenta, el punto de operación se moverá del punto C al punto D, entonces por el ventilador a pasará todo el caudal que le corresponde, mientras que por el ventilador b no pasará caudal alguno. Por ello, ántes de su instalación debería haber ensayos que permitan visualizar los efectos mencionados.

Una ventaja de trabajar con ventiladores en paralelo es que si uno de ellos falla, el otro continua suministrando una significativa proporción del caudal original. En la fig 3.16 observamos que si el ventilador a cesa de operar entonces el punto de operación para el ventilador b se traslada a la posición E, dando un 70% del caudal original.

Los ventiladores pueden ser conectados en cualquier combinación serie/paralelo, sumando presiones y caudales respectivamente para obtener una curva característica deseada. Éste modo de colocar los ventiladores no se da en la mina Arcata



3.5 AMBIENTE SUBTERRÁNEO

3.5.1 Gases en minas subterráneas

Cuando el aire ingresa en cualquier mina u otras estructuras de sub-superficie, tiene una composición volumétrica de aproximadamente 78% de nitrógeno, 21% de oxígeno y 1% de otros gases. Sin embargo, conforme el aire ingresa a través de la red subterránea, este cambia en su composición. Hay dos razones fundamentales para esto.

Primero, en la minería subterránea existe una gran variedad de gases existentes en los estratos circundantes.

Segundo, un gran número de reacciones químicas puede causar los cambios en la composición del aire. Los procesos de oxidación reducen el porcentaje de oxígeno y ocasionan a menudo la evolución de anhídrido carbónico o dióxido de azufre. La acción de agua de mina ácida en minerales que contienen azufre puede producir el olor característico de sulfuro de hidrógeno, mientras que el quemado de combustibles o el uso de explosivos produce un alto rango de contaminantes gaseosos. La mayoría de las fatalidades que resultan de fuegos y explosiones han sido ocasionadas por los grandes volúmenes de gases tóxicos que se producen rápidamente en tales circunstancias.

Algunos de los gases que aparecen en los interiores de minas son muy tóxicos y algunos son peligrosamente inflamables cuando se mezclan con el aire. Su proporción de producción raramente es constante.

Además, su propagación a través de las múltiples vías de aire puede modificar el sistema de ventilación.

Un requisito primario de un sistema de ventilación de mina es diluir y retirar los contaminantes aerotransportados es por consiguiente, requisito que el ingeniero deba estar familiarizado con las propiedades físicas, químicas y fisiológicas de los gases encontrados en minas, como pueden ser detectados y los métodos de control.

3.5.2 Detección de gases y monitoreo

Los gases que normalmente son objeto de monitoreo por los aparatos digitales son CO y gases nitrosos.

- ***Objetivos y apreciación global***

El propósito fundamental de monitorear las concentraciones de contaminantes aerotransportados en una mina es asegurar que la atmósfera proporciona un ambiente seguro libre de los niveles tóxicos que ocasionaría un riesgo a la salud. Hay tres cuestiones esencialmente para considerar. Primero, los valores límites aceptables de cada contaminante. Segundo es determinar los instrumentos adecuados para el descubrimiento y medida de gases particulares. En tercer lugar, se debe decidir con qué frecuencia se requieren las mediciones. Es conveniente que el monitoreo de gases sea por lo menos 4 veces por semana, más aún cuando hay mucha maquinarias diessel.

- ***Principios de detección de gases***

Los adelantos en los campos de la electrónica, electroquímica y micro procesos han ocasionado las mejoras significativas de la exactitud y fiabilidad de instrumentos para el descubrimiento y la medición de concentraciones de gases. El equipo disponible en la actualidad es capaz de indicar las fracciones por parte de millón de gases tóxicos.

3.5.3 Análisis del aire en minas subterráneas

- **Nitrógeno**

Gas inerte, incoloro, inodoro, insípido y más liviano que el aire. Cuando se agrega nitrógeno al aire se produce una atmósfera con deficiencia de oxígeno.

- **Oxígeno**

Incoloro, inodoro, insípido y ligeramente más pesado que el aire. El cuerpo humano puede funcionar en atmósferas con cantidades mayores o menores a 21% de este gas. Sin embargo, cuando el contenido de oxígeno baja hasta 16% (a 1 atm. de presión), muchas personas tienen dificultades para respirar.

- **Anhídrido carbónico**

Se encuentra además del aire con que respiramos, en los suelos, en el carbón y en muchas rocas. Es generado por los seres vivos, los incendios y las explosiones.

Es un gas incoloro, con sabor ligeramente ácido cuando se encuentra en concentraciones altas. Normalmente se considera que el CO₂ es un gas inerte ya que no mantiene la combustión, por lo que se emplea como extinguidor para combatir incendios.

- **Monóxido de carbono**

Gas incoloro, inodoro, insípido y ligeramente más liviano que el aire. Su presencia en la minería se debe a los disparos, los incendios subterráneos y al empleo de motores de combustión interna mal regulados.

- **Anhídrido sulfuroso**

Gas incoloro, sofocante, inflamable, más pesado que el aire y con fuerte olor a azufre. Se forma por la combustión de minerales con alto contenido de azufre en incendios subterráneos y por los disparos en minas que contienen sulfuros.

3.5.4 Estándares establecidos por el reglamento de seguridad e higiene minera d.s. 046-2001-EM

Ha sido necesario normar las características del aire suministrado en las minas, teniendo por finalidad la seguridad del personal y equipos que trabajan en el interior de estas.

Recordamos que las fuentes de emisión de contaminantes son:

- Polvo (partículas de tamaño respirable) debido a perforación, voladura, limpieza, acarreo, carga y descarga de mineral y desmontes en los echaderos, según la naturaleza de las operaciones.
- Gases producidos por voladuras, equipos diesel, oxidación de los sulfuros (SO₂).

La inhalación y acumulación de polvo de tamaño respirable en los pulmones del personal expuesto, genera la enfermedad ocupacional llamada silicosis, cuya prevalencia define tres grados.

1. *Accidentes personales:* Debido a la baja concentración de oxígeno en labores con alta oxidación y consumo del mismo (Deficiencia de oxígeno < 15%).
2. *Accidentes de trabajadores por gaseamiento:* Debido al desplazamiento del Oxígeno por otros gases, como el monóxido de carbono o el anhídrido carbónico.
3. *Deterioro de motores de los equipos diesel:* Por altas concentraciones de CO, CO₂ y gases nitrosos, en el ambiente.

El Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, D.S. 046-2001-EM establece los siguientes parámetros a cumplir:

1. *Velocidad mínima y máxima de aire:* 20 m/minuto ni superior a los 250 m/min, para la remoción de polvo y gases originados por voladuras en los lugares de explotación. Al usarse ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de 25 m/min
2. *Concentración de polvo en ambiente de trabajo:* no será mayor de 3 miligramos por metro cúbico de aire.
3. *Necesidad de aire por hombre:* 3 m³/minuto/hombre, cantidad mínima, hasta 1500 msnm de acuerdo a la altitud sobre el nivel del mar.
 - De 1500 a 3000 metros aumentará en 40 %; será igual a 4 m³/min.
 - De 3000 a 4000 metros aumentará en 70 % será igual a 5m³/min.
 - Sobre los 4000 metros aumentará en 100% será igual a 6m³/min.
4. *Necesidad para equipo Diesel:* 3 m³/HP/minuto.
5. *Temperatura efectiva:* 30°C.

Límites permisibles de gases medidos en el punto de emisión es:

- Monóxido de carbono CO: máximo 29mg/m³ ó 25 ppm
- Anhídrido carbónico CO₂: máximo 9000 mg/m³ ó 5000 ppm
- Gases Nitrosos (NO_x), máximo 07 mg/m³ ó 5 ppm
- Anhídrido sulfuroso SO₂: máximo 5 ppm
- Oxígeno 19.5%
- Polvo inhalable : 10mg/m³ *
- Polvo respirable: 3mg/m³ *
- Metano(CH₄): máximo 5000ppm
- Hidrógeno sulfurado(H₂S): máximo 14mg/m³ ó 10ppm
- Aldehídos: máximos 5ppm.
- Hidrógeno (H): máximo 5000 ppm.
- Ozono: Máximo 0.1ppm
- (*) Este valor es para la materia particulada inhalable (total) que no contenga amianto con menos del 1% de sílice cristalina.

Niveles de ruido: Se proporcionará protección auditiva cuando el nivel de ruido o el tiempo de exposición sea superior a los siguientes valores:

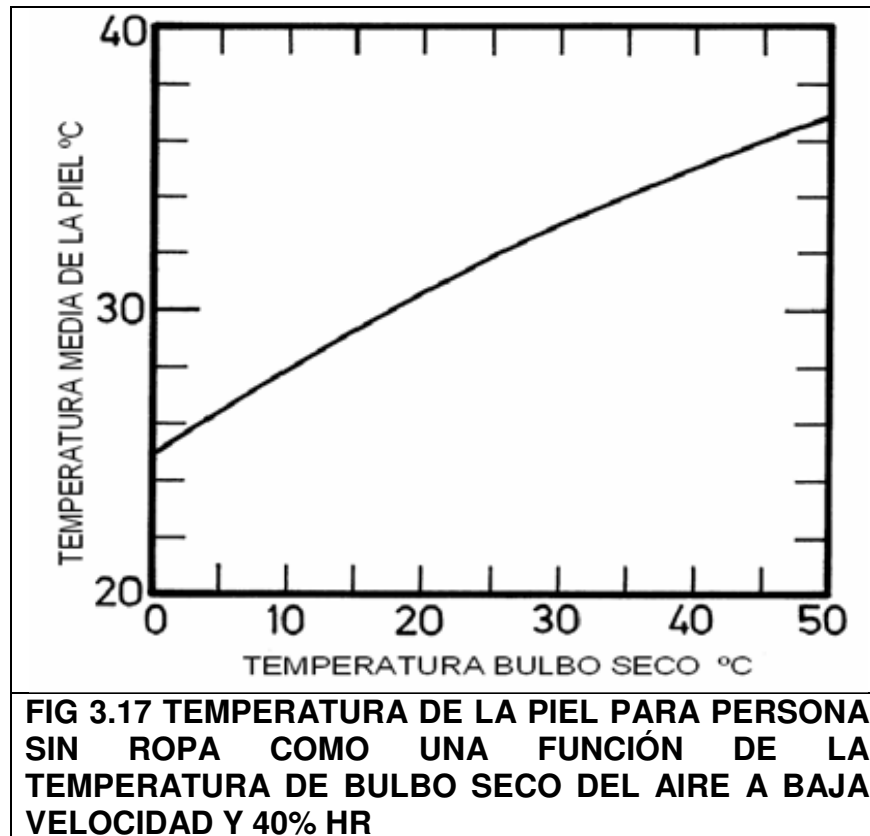
- | Nivel De ruido en la escala A: | Tiempo de exposición |
|--------------------------------|----------------------|
| • 82decibeles | 16 horas/día |
| • 85 decibeles | 8 hrs/día |
| • 88 decibeles | 4hrs/día |
| • 91 decibeles | 1 ½ hrs/día |
| • 94 decibeles | 1 hora/día |
| • 97 decibeles | ½ hrs/día |
| • 100 decibeles | 1/4hrs/día |
- No debe exponerse al personal a ruido continuo, intermitente o de impacto por encima de un nivel ponderado de 140 dB.

3.5.5 Simulación de condiciones climáticas subterráneas

Las relaciones que gobiernan el flujo del calor del estrato dentro de la mina son bastante complejas, de tal manera que deben ser manejadas mediante computadoras. El primer programa para computadora utilizado en la simulación de flujo de calor dentro de una mina fue desarrollado en Sudáfrica (Starfield, 1966). Con el tiempo los programas de simulación han alcanzado un alto grado de sofisticación. Los programas actuales reconocen la influencia de las capas límite cerrado en la interfase roca/aire, permitiendo determinar la fuente de calor y la predicción de los efectos psicométricos de calor y la influencia de la humedad en el clima de la mina.

3.5.6 Reacciones fisiológicas a diferentes condiciones climáticas

En operaciones mineras convencionales, la necesidad de controlar la temperatura del aire y la humedad son de importancia primordial, pues depende de éstas para que la operación se realice de manera eficiente.



Dentro del cuerpo humano, se realizan reacciones químicas y biológicas con los nutrientes consumidos para producir energía. Una parte de esta es utilizada en forma de energía mecánica para realizar esfuerzos. Sin embargo, la mayoría se emplea en la generación de calor. Si el cuerpo permanece en equilibrio térmico, entonces este calor puede ser transferido a los alrededores en una cantidad igual a la que es producida.

Al igual que otros organismos vivos, el cuerpo humano es una máquina biológica de calor de eficiencia mecánica baja. El combustible es consumido en forma de nutrientes que combinado con el oxígeno produce:

- Calor metabólico.
- Trabajo mecánico.
- Cambios en la masa. (Crecimiento del cuerpo)

3.5.7 Ventilación natural

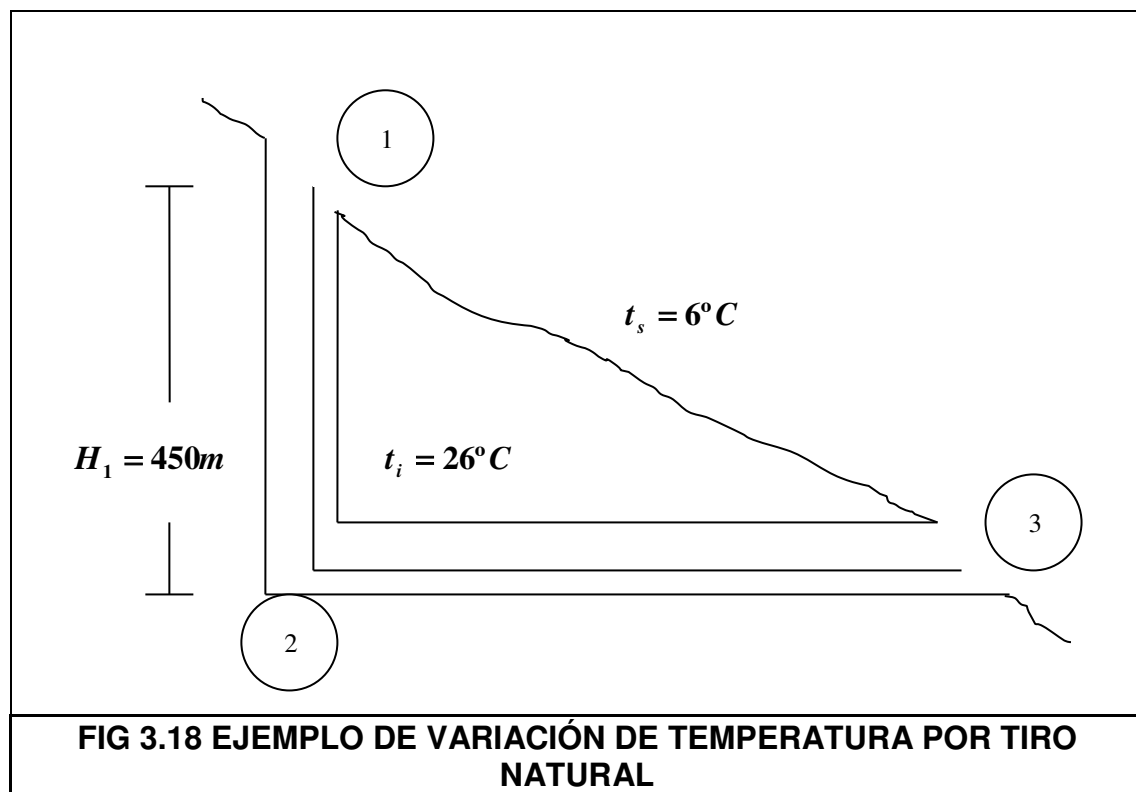
La fuerza que produce el tiro natural en las minas es principalmente el cambio de energía térmica del aire debido al calentamiento o enfriamiento al pasar a través de las labores mineras. Según Bernoulli, la adición de energía térmica en un sistema se convierte en cambio de presión, que en este caso es lo que produce el movimiento del aire.

La diferencia entre la gravedad específica del aire entrante y del saliente es debido principalmente al cambio de la temperatura y en menor grado a la absorción de vapor de agua y otros gases.

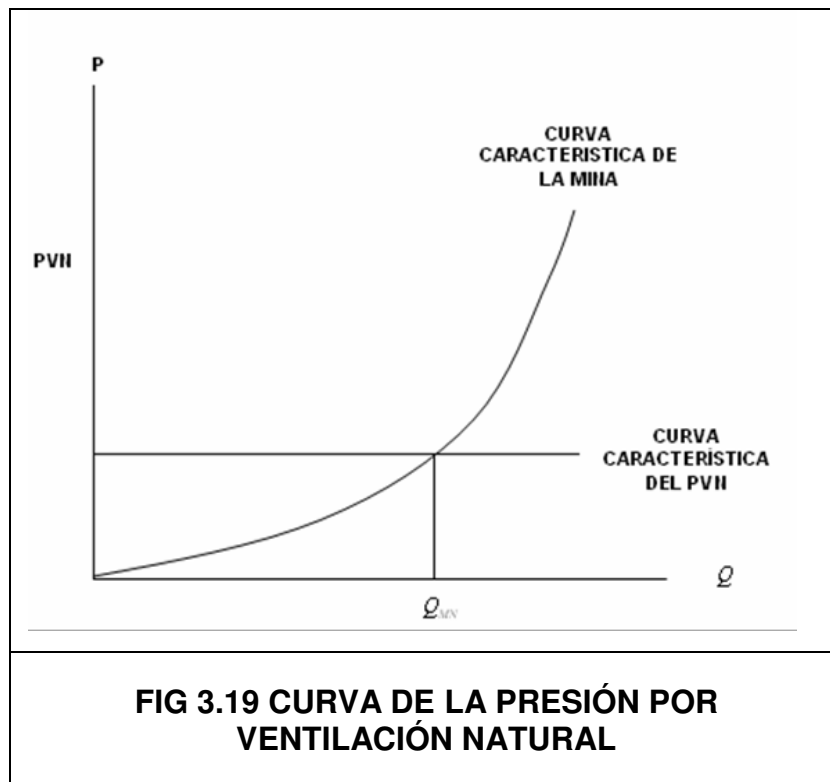
Por ejemplo para una mina que esté ubicada en un relieve montañoso, el aire interior tiene diferente gravedad específica que el aire exterior, debido a la diferencia de la temperatura. En invierno la temperatura exterior es mas baja que la temperatura interior. En verano muchas veces ocurre lo contrario. Esta diferencia de temperatura que a su vez causa las diferencias de presiones es la causante del movimiento del aire.

Además del cambio de temperatura, hay otras fuerzas que se usaron en el pasado para crear el tiro natural, como los vientos provocados en superficie. En la actualidad estos métodos han sido desestimados.

En las minas profundas y calientes también se establece el tiro natural cuando por medio de un ventilador se provoca el movimiento inicial del aire, esto puede continuar a veces con el ventilador apagado, pero con una intensidad muy reducida.



Aunque la presión de ventilación natural es un fenómeno estacional que depende de la diferencia de temperatura existente entre el interior de la mina y el exterior, en los cálculos de ventilación de minas se acostumbra representarla mediante una línea recta horizontal como se muestra en la siguiente figura:



3.5.8 Análisis de partículas contaminantes

La atmósfera natural que nosotros respiramos no sólo contiene componentes gaseosos, sino además un gran número de partículas líquidas y sólidas. Estos son conocidos con el nombre genérico de aerosoles. Estos provienen de una combinación de fuentes naturales e industriales. La mayoría de las partículas son lo bastante pequeñas para ser visible por el ojo humano. Polvo es el término que usamos en referencia a las partículas sólidas. Dentro de los ambientes industriales cerrados, las concentraciones de partículas aerotransportadas pueden alcanzar niveles que exceden la habilidad del sistema respiratorio humano para rechazarlos de manera adecuada. En particular, se forman los polvos minerales cuando la roca es rota por impacto, abrasión, chancado, cortado o uso de explosivos. Los fragmentos que se forman son normalmente irregulares en su forma.

La primera legislación para el polvo de mina parece haber sido formulada en 1912 cuando la Unión del África Sur presentó las condiciones de funcionamiento de las minas de oro de Witwatersrand. Otros países introdujeron la legislación similar entre 1920 y 1930.

Sin embargo, esas leyes se preocupaban principalmente por la silicosis y requirieron pruebas de empleo en piedras silíceas. La legislación reflejó la opinión médica, las rocas causaron silicosis que llevaron a la tuberculosis y la muerte eventual. Sin embargo, el número de casos reconocidos de neumoconiosis de obreros (CWP) aumentó dramáticamente a través de la década del '30. En Europa y los Estados Unidos,

se identificaron los riesgos de polvo de carbón, primero en las minas de antracita, sin embargo no se realizó la prevención necesaria, los obreros estaban sujetos a la neumoconiosis (conocido también en América como enfermedad del pulmón negro).

3.5.9 Polvo aerotransportado: su aerodinámica, fuentes de emisión y control

Las características físicas de aerosoles han sido sujetas a un estudio intensivo. Ésta es un área importante en meteorología e investigaciones del comportamiento de contaminantes.

El gran rango de tamaños de partículas de polvo que existen en el sistema de ventilación de una mina activa produce una variedad de diferentes fenómenos que influyen en el comportamiento de las partículas. Las partículas más pequeñas casi actúan como un gas y reaccionan a las fuerzas moleculares mientras las partículas más grandes son influenciadas principalmente por efectos inerciales y gravitatorios.

La mayoría de partículas del polvo en las minas están compuestas de fragmentos de minerales. Las partículas expulsadas por maquinaria diesel pueden también formar una cantidad apreciable de polvo aerotransportado.

Las decisiones que determinan la severidad de problemas de polvo son efectuadas durante las fases de planeamiento de la mina y de su depósito geológico. Los métodos de trabajo, la producción de mineral y equipo determina toda la influencia del polvo generado y aerotransportado. El diseño de la mina, tamaño y números de vías de aire, y la eficacia del sistema de ventilación dictamina la proporción de contaminantes aerotransportado, incluso el polvo.

Para una mina existente, hay cuatro métodos principales de controlar la producción, concentración y riesgos de polvo aerotransportado.

- Supresión - prevención de polvo aerotransportado.
- La filtración y aspersión de agua para remoción de polvo del aire.
- La dilución por corriente de aire.
- El Aislamiento - separación de personal de las concentraciones más altas de polvo.

Estas medidas incluyen los esquemas de mantenimiento planeados para el equipo, planeamiento cuantitativo de la ventilación, limpieza de las acumulaciones de polvo y supervisión adecuada de prácticas de trabajo.

3.5.10 Explosiones y disparos: características y consecuencias

El riesgo más temido en minas subterráneas son los fuegos y explosiones. La incidencia de incendios de mina no ha sido eliminada a pesar de los métodos. Ésta es una consecuencia de dos factores; primero el crecimiento de la variedad de materiales que se importan para las explotaciones en minas modernas, variando de resinas y

plásticos a combustibles líquidos y líquido hidráulicos. Un segundo factor es el aumento continuo en el empleo de procedimientos mecanizados, muchas de las máquinas involucran líquidos inflamables y materiales que pueden producir los humos tóxicos. A través de los '80, los incendios de mina resurgieron como un tema necesario de investigación.

Un alto porcentaje de accidentes fatales ocurridos en minas en los últimos años esta directa o indirectamente vinculado al uso de explosivos, siendo las principales causales:

- 35% por desplome y caída de piedras.
- 13% por gaseamiento.
- 10% por explosiones directas.

A pesar de los adelantos tecnológicos logrados en el campo de la voladura, continúan produciéndose accidentes con explosivos, los que se producen más por actos inseguros que por condiciones inseguras como ocurre con otras actividades a nivel mundial. Por tanto, la única manera de evitarlos es manteniendo una efectiva política de prevención, dirigida primordialmente a dos aspectos:

- El factor humano.
- La capacitación.

El factor humano en la prevención de accidentes con explosivos debe orientarse hacia el comportamiento o actitud personal del trabajador, favorable a la seguridad y responsabilidad en sus actividades.

La capacitación se dirigirá al conocimiento que debe tener de los riesgos que presenta cada fase del trabajo y cada elemento utilizado, para garantizar su integridad.

3.6 FACTORES HUMANOS EN LA OCURRENCIA DE ACCIDENTES

3.6.1 Comportamiento:

La voladura requiere de personal idóneo, preparado, equilibrado y responsable, para que bajo una adecuada dirección se pueda lograr los mejores resultados con el mayor nivel de seguridad.

El supervisor debe conocer bien el comportamiento laboral de su personal, teniendo en cuenta que aparte del consumo de alcohol o drogas, toda persona puede sufrir cambios en su actitud habitual por diferentes motivos, que pueden ser riesgosos.

Entre los actos inseguros, la inexperiencia y la negligencia por un lado y el exceso de confianza por el otro, han mostrado ser el motivo del 80% a 90% de los accidentes en voladura. La capacitación en los conceptos fundamentales en el proceso de voladura y el entrenamiento práctico de los procedimientos de manipuleo y uso de los implementos son indispensables para el trabajo con explosivos.

La instrucción debe dirigirse al conocimiento detallado de los explosivos y accesorios utilizados, así como al de los riesgos predominantes en cada fase del trabajo.

3.6.2 Recomendaciones para el reingreso a la labor después del disparo:

- Evitar los gases remanentes (disiparlos)
- Asegurar techos y flancos (desquinchar)
- Reconocer y eliminar los tiros fallados.

Todos los explosivos generan gases en la detonación, siendo los más peligrosos:

- El monóxido de carbono (CO), venenoso por la formación de carboxihemoglobina en la sangre.
- El dióxido de carbono (CO₂), que puede causar asfixia al desplazar al oxígeno.
- Los gases nitrosos (NO, NO₂), irritantes y corrosivos, que pueden destruir los alvéolos pulmonares.

Sus efectos sobre la persona pueden ser desde leve hasta mortal, dependiendo del nivel de concentración en el ambiente y del tiempo de exposición de la persona.

Los explosivos según su composición y balance de oxígeno en la detonación se clasifican como de categorías 1, 2 y 3, por la concentración de CO - NO - NO₂ que generan, pero más determinante son las condiciones ambientales del frente después del disparo y del procedimiento del disparo realizado, así un exceso de gases puede deberse a:

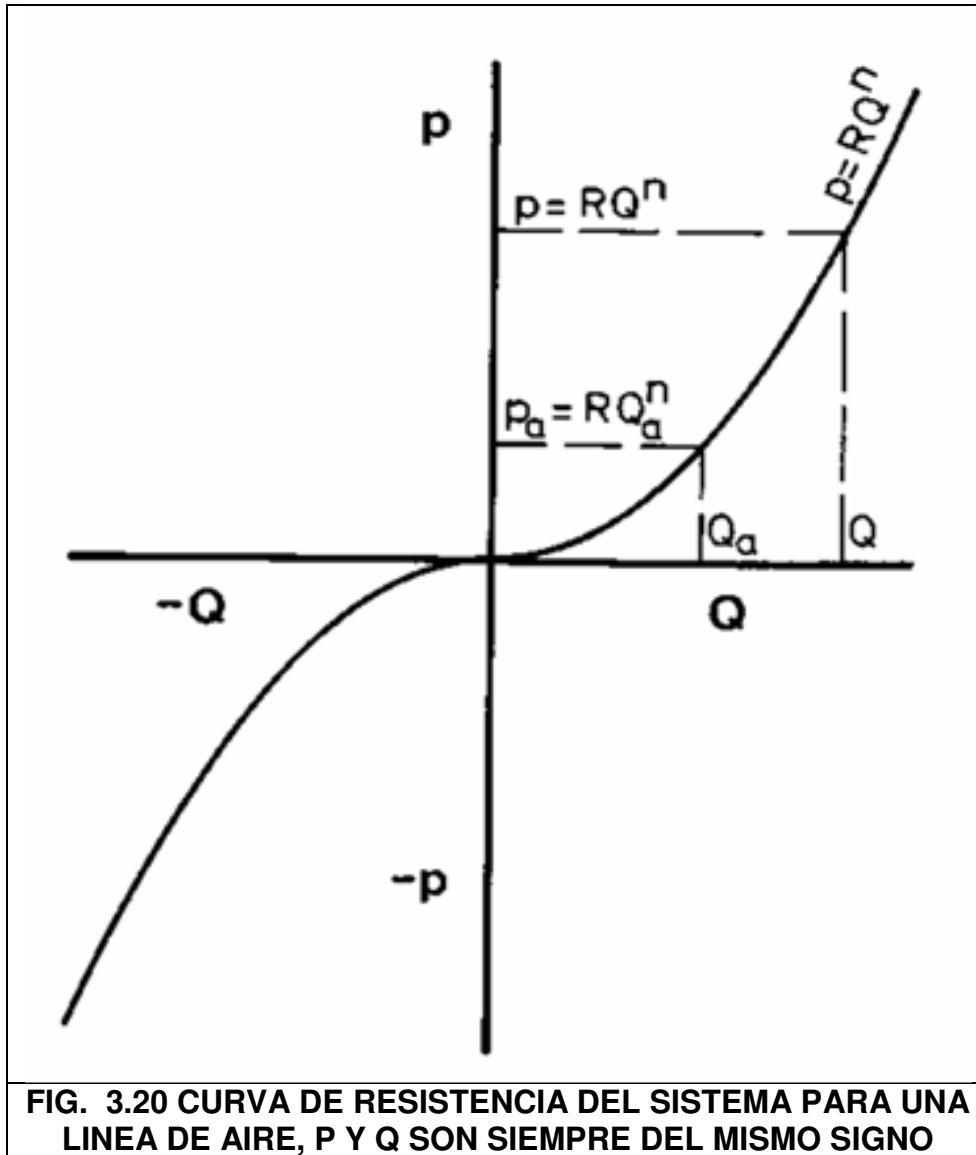
- Deficiente detonación por iniciador débil o insuficiente, el explosivo solo llega a deflagrar.
- Mala mezcla de los agentes explosivos.
- Disparo de taladros anegados con explosivo no resistente al agua.
- Degradación por almacenamiento prolongado.
- Confinamiento de la labor y mala ventilación.

3.7 METODOLOGÍA DESARROLLADA PARA EL CÁLCULO DE LA SIMULACIÓN NUMÉRICA

En la figura (3.20), se muestra la curva de resistencia del sistema para un ramal en una red de ventilación. Si el flujo de aire Q , es invertido, entonces la caída de presión (por efectos de fricción), sería negativa.

Recordando que un primer propósito en el análisis de un sistema de ventilación es para establecer la distribución del flujo, el verdadero flujo de aire en nuestro ramal representativo Q , será inicialmente desconocido. Sin embargo, asumimos un flujo de aire Q_a , que es menor que el valor real por ΔQ .

$$Q = Q_a + \Delta Q \quad \left[m^3 / s \right] \quad (3.42)$$



El problema ahora es determinar el valor de ΔQ . Procedemos a escribir:

$$p = R(Q + \Delta Q)^2 \quad [Pas] \quad (3.43)$$

O más generalmente:

$$p = R(Q_a + \Delta Q)^n \quad [Pas] \quad (3.44)$$

Tomemos en cuenta de que n es un valor experimental muy cercano a 2, incluso para flujos turbulentos totalmente desarrollados. El valor de n se calcula teóricamente del análisis de Chezy-Darcy.

Considerando el término cuadrado, efectuando su expansión:

$$p = RQ_a^2 + 2RQ_a\Delta Q + R(\Delta Q)^2 \quad [Pas] \quad (3.45)$$

Además, la caída de presión correspondiente al flujo de aire asumido es:

$$p_a = RQ_a^2 \quad [Pas] \quad (3.46)$$

Donde el error en P es:

$$\Delta p = p - p_a \quad [Pas] \quad (3.47)$$

De las ecuaciones anteriores:

$$\Delta p = 2RQ_a \Delta Q + R(\Delta Q)^2 \quad [Pas] \quad (3.48)$$

Si asumimos que $(\Delta Q)^2$ es pequeño comparado a $2Q_a \Delta Q$ entonces podemos reescribir la aproximación como:

$$\Delta p = 2RQ_a \Delta Q \quad [Pas] \quad (3.49)$$

Notemos que $P = RQ^2$ en el límite, al tender $Q_a \rightarrow Q$, nos da:

$$\frac{\Delta p}{\Delta Q} \rightarrow \frac{dp}{dQ} = 2RQ \quad (3.50)$$

Que se corresponde con la ecuación (3.47):

Entonces:

$$\Delta Q = \frac{\Delta p}{2RQ_a} \quad [m^3 / s] \quad (3.51)$$

La técnica de dividir una función por su primera derivada para estimar un factor de corrección que se incrementa es un método numérico estandarizado para encontrar raíces de funciones. Este es usualmente conocido como el método de Newton-Raphson.

En la ecuación (3.42), acomodando convenientemente.

$$p = RQ_a^n \left[1 + \frac{\Delta Q}{Q_a} \right]^n \quad [Pas] \quad (3.52)$$

Expandiendo por el teorema del binomio e ignorando los términos a partir del segundo orden, obtenemos:

$$p = RQ_a^n \left[1 + n \frac{\Delta Q}{Q_a} \right] \quad [Pas] \quad (3.53)$$

Dado:

$$\Delta p = p - p_a = RQ_a^n n \frac{\Delta Q}{Q_a} \quad [Pas] \quad (3.54)$$

Tenemos:

$$\Delta Q = \frac{\Delta p}{nRQ_a^{n-1}} \quad [m^3 / s] \quad (3.55)$$

ΔP , del gráfico, es el error para la caída de presión por fricción.

$$\Delta p = RQ^n - RQ_a^n \quad [Pas] \quad (3.56)$$

Ahora:

$$\Delta Q = \frac{RQ^n - RQ_a^n}{nRQ_a^{n-1}} \quad [m^3 / s] \quad (3.57)$$

Este análisis sólo se ha concentrado en una sola vía de aire. Supongamos ahora que calculamos de ramal a ramal en una dirección alrededor de una malla cerrada:

$$\sum \Delta p = \sum (RQ^n - RQ_a^n) = \sum RQ^n - \sum RQ_a^n \quad [Pas] \quad (3.58)$$

Ahora podemos escribir un valor compuesto de ΔQ para la malla completa:

$$\Delta Q_m = \frac{\sum RQ^n - \sum RQ_a^n}{\sum (nRQ_a^{n-1})} \quad [m^3 / s] \quad (3.59)$$

Esta ecuación tiene la desventaja que contiene el valor verdadero desconocido de flujo de aire Q . Sin embargo el término: $\sum RQ^n$ es la suma de los correspondientes valores verdaderos de la caída de presión por fricción alrededor de una red cerrada mientras la segunda ley de Kirchoff insiste en que ésta debe de ser cero.

La ecuación anterior sería:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum RQ_a^n}{\sum nRQ_a^{n-1}} \quad [m^3 / s] \quad (3.60)$$

Se debe recordar que el término de presión en el numerador debe de ser del mismo signo que el flujo de aire, mientras que, P y Q en el denominador nunca pueden ser negativos. Entonces:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum RQ_a |Q_a^{n-1}|}{\sum nR |Q_a^{n-1}|} \quad [m^3 / s] \quad (3.61)$$

Donde:

$|Q_a^{n-1}|$: Es el valor absoluto de Q_a^{n-1} .

Existen algunas observaciones que deben de hacerse para la comprensión del método de Hardy-Cross.

Primero, la derivación de la ecuación anterior ha ignorado las presiones de los ventiladores y presiones de la ventilación natural. Como los conductos de aire, estos son elementos que llevan a cabo definidas relaciones de P y Q .

Entonces la ecuación podría presentarse de la siguiente manera, incluyendo los efectos mencionados:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum (RQ_a |Q_a|^{n-1} - p_f - nvp)}{\sum (nR |Q_a|^{n-1} + s_f + s_{nv})} \quad [m^3 / s] \quad (3.62)$$

Donde p_f y nvp son las presiones de ventilador y presiones por ventilación natural respectivamente que existe dentro de la malla, y s_f y s_{nv} son las variaciones en la curva característica P, Q por efectos de los ventiladores y de ventilación natural. En la práctica, s_{nv} es usualmente tomado como cero. Se asume que los efectos de la ventilación natural son independientes del flujo de aire.

Para la mayoría de sistemas de ventilación subterránea, una aceptable aproximación es dada por:

$$\Delta Q_m = \frac{-\sum (RQ_a |Q_a|^{n-1} - p_f - nvp)}{\sum (2R |Q_a|^{n-1} + s_f + s_{nv})} \quad [m^3 / s] \quad (3.63)$$

Con la finalidad de asegurar que en todos los lugares de trabajo y de tránsito subterráneo haya una circulación de aire en cantidad suficiente y reúnan las condiciones necesarias de seguridad e higiene, deben ser analizados los siguientes parámetros:

- Caudal total de aire fresco de ingreso mínimo necesario, distribución para labores de desarrollos, preparaciones y tajos de explotación, en función a los estipulados en la ley General de Minería. El caudal de aire necesario es la suma de caudales requeridos en las labores de desarrollo y explotación.
- Depresión determinada y necesaria para asegurar el circuito con caudales previstos.
- Determinación de las curvas características de los ventiladores según las necesidades de la mina.
- Ubicación de puertas, tapones, ventiladores auxiliares en lugares donde se necesitan.
- Ventilación para labores ciegas y tajeos, es decir, ventilación auxiliar.
- Evaluación del consumo de energía eléctrica requerida para la ventilación en los esquemas diseñados en comparación con la situación actual.

La determinación de estos parámetros fue posible siguiendo el siguiente procedimiento:

- Diseño de los esquemas de ventilación en cada etapa de la mejora del sistema de ventilación: antes, durante y después de la excavación de la chimenea en la zona de Soledad y Michelle.
- Tratamiento computarizado de acuerdo a los esquemas del software.
- Análisis de la distribución del aire.
- Racionalización de los circuitos.

En interior mina se tomaran los siguientes datos: flujo de aire, dimensiones de las labores, cota, presión barométrica, temperatura, humedad relativa, además de otras características físicas de las labores (revestimiento, forma, resistencia locales, etc.), y en lugares estratégicos se muestrean el monóxido de carbono (CO).

El tratamiento computarizado del sistema de ventilación comprende las ecuaciones que relaciona los parámetros de una red de ventilación que son generalmente ecuaciones no lineales. La complejidad de este problema es exponencialmente proporcional al número de labores mineras por eso es importante seleccionar el más adecuado método de análisis de una red de ventiladores y la ayuda de una computadora digital es importante.

El algoritmo, para resolver sistemas de ventilación, usa el método que se inicia con caudales estimados y con sus respectivas direcciones de flujos los que son corregidos iterativamente.

El VnetPC posibilita un trabajo numérico en la cual por datos experimentales es recomendable hasta una tolerancia de error del 10%. Las sucesivas ventanas del VnetPC permiten rellenar datos de los diferentes ramales: ventiladores, características con eficiencias respectivas, presupuestos, presiones y datos geométricos. Todo ello permite ejecutar una simulación, que a su vez nos da una serie de resultados para cada ramal, es decir, caudales, pérdidas de presión por fricción o resistencias.

La metodología para el desarrollo computacional de un sistema de ventilación comprende: la implementación del modelo del sistema de ventilación, desarrolla el esquema de ventilación delineando las diferentes labores mineras de una manera “esquemática” y que permita visualizar el sistema en su conjunto, donde se distingue el ramal, nudo y malla.

- Ramal: Es la comunicación entre dos nudos.
- Nudo: Es la intersección de dos o más ramales.
- Red: Es una cadena interconectada de ramales y nudos.
- Malla: Es el conjunto de ramales que forman un conjunto cerrado.

Cuantitativamente cada uno de estos elementos esta caracterizado por parámetros como son el área, perímetro, longitud, temperatura, factor de fricción, caudales asumidos, caudales observados, dirección del flujo.

A partir del esquema se construyen las mallas, el cual así mismo, es encontrado como:

$$n_{\text{mallas}} = b - j + 1 \quad (3.64)$$

Donde:

n_{mallas} : Número de mallas en todo el circuito, que se emplean para aplicar el método de Hardy Cross, en las cuales se hacen las correcciones iterativas.

b : número de ramales en todo el circuito de la mina,

J: número de nodos en todo el circuito de la mina.

En cuanto a las direcciones de los flujos en las mallas, éstas se asumen de manera independiente. Estos elementos en conjunto, conforman el modelo del sistema de ventilación donde se realizan los cálculos de resistencia, caída de presión para cada uno de los elementos de acuerdo a las leyes de KIRCHOFF y ATKINSON y como método de cálculo el principio de Hardy-Cross que es un método de aproximaciones sucesivas.

3.7.1 Variables necesarias para el cálculo

Se dispondrá de:

- Código de labor
- Área
- Perímetro
- Longitud
- Temperatura
- Factor de fricción
- Caudal asumido.
- Humedad Relativa
- Caudales necesarios en labores
- Características de ventiladores

A partir del modelo efectuado el tratamiento respectivo para el cálculo de:

- | | |
|-----------------------------------|----------------|
| • Resistencia | $[Ns^2 / m^8]$ |
| • Caída de presión | $[Pas]$ |
| • Caudales | $[m^3 / s]$ |
| • Resistencia Total | $[Ns^2 / m]$ |
| • Eficiencia de los ventiladores. | η |

3.8 CÁLCULO DE REQUERIMIENTOS DE CAUDAL

3.8.1 Para combustión en motores diessel

El caudal como mínimo es $6,7 \times 10^{-5} \text{ m}^3/\text{Watts.seg}$ ó $3 \text{ m}^3/\text{HP.min}$, ello según datos experimentales. En ellos también deben incluirse el número de personas, razón de producción de mineral, número de vehículos en la ventilación. Éste caudal permanece constante para maquinarias Diessel, debido a que se regula la bomba de inyección según la altura sobre el nivel al cual van a operar.

3.8.2 Para las emisiones de gases subterráneos.

El caudal requerido es según el código de minería establece que las velocidades en una mina en el que se encuentre personal trabajando nunca deben ser menores de

20mt/min, o sea nunca menor de 65 pies/min y nunca mayor de 250mt/min equivalente a 820pies/min y cuando se use ANFO la velocidad no debe ser menor de 25mt/min equivalente a 82pies/min. Debido al tamaño de las secciones de las galerías, el aire viaja a diferentes velocidades y por razones prácticas, la velocidad del aire en minas que explotan por minería clásica no deben ser menor de 80 pies/min y en las minas que explotan por minerías sin rieles ésta no debe ser menor de 110pies/min. En cuanto a velocidades máximas éstas no deben ser más de 680pies/min en galerías principales de tránsito de personal, porque incomoda por el frío o calor mientras que en galerías que trasladan gases y polvos puede ser de 1000 a 1200pies/min.

Deducimos:

Que el caudal necesario para trasladar contaminantes:

$$Q_{dt} = A_x V_x M \quad [m^3 / s] \quad (3.65)$$

Donde:

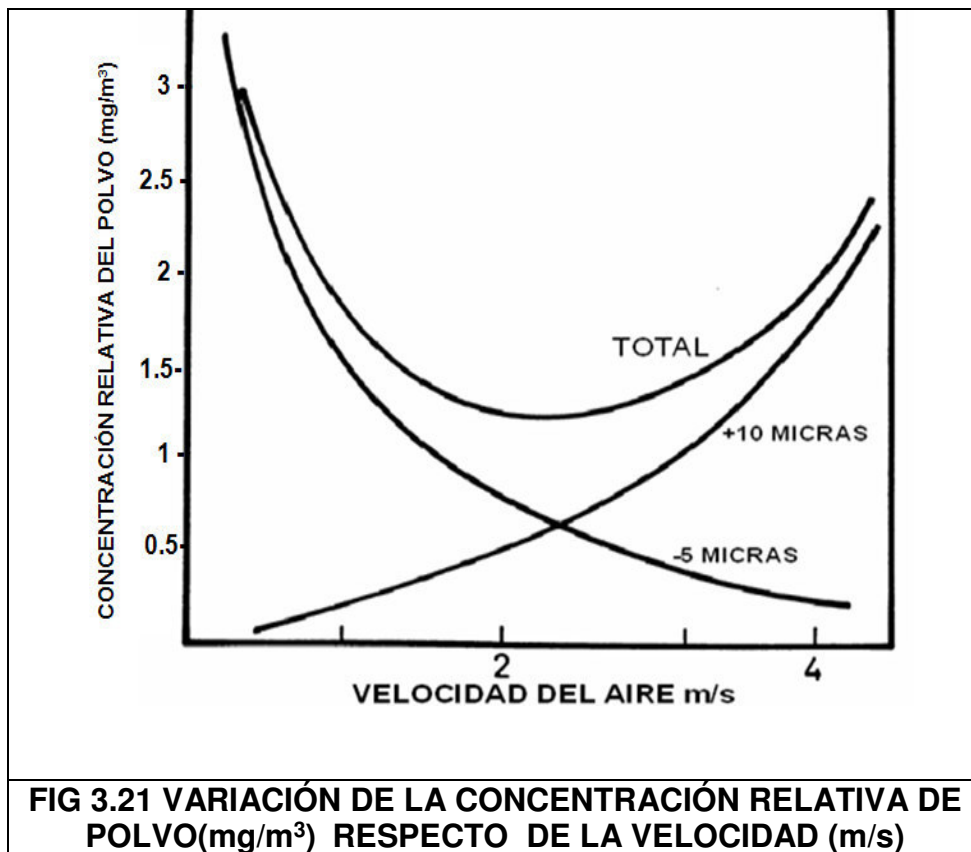
A: Área de la galería, la chimenea o de ingreso al tajeo en pies cuadrados. $[m^2]$

V: Es la velocidad como mínimo de 0.4 m/s. ó 0.5m/s. según el tipo de minería pudiendo ser mayor dependiendo al ser galería principal, secundaria o subnivel, es mejor que sea del rango de 0.55, 0.76, 0.91, 0.91, 1.16, 1.32, 1.52, 1.77, 2.03, 2.28, 2.54 $[m/s]$. Lo que se nota en las distribuciones de aire en las galerías.

M: Es el número de galerías o niveles principales en toda la verticalidad de la mina y por donde a de viajar los contaminantes o la mezcla de aire con gases así por ejemplo si hay tres niveles, M=3.

3.8.3 Para remover el polvo subterráneo

Es de necesidad recalcar que el movimiento de las partículas de polvo depende en gran medida del movimiento Browniano y las fuerzas de arrastre a la cual se halla sujeto la partícula de polvo. Influye decisivamente en la deposición de las partículas: la forma, densidad, la humedad del ambiente, y más aún todavía la velocidad del aire. A todo esto, podemos obtener una relación experimental entre la velocidad del aire y la concentración de las partículas, dependiendo del tamaño de las mismas.



Como vemos hay una velocidad en la cual se puede obtener una concentración mínima de polvo: entre 2m/s. y los 4 m/s, los riesgos a la salud son muy tolerables.

Es usado la siguiente tabla como método práctico:

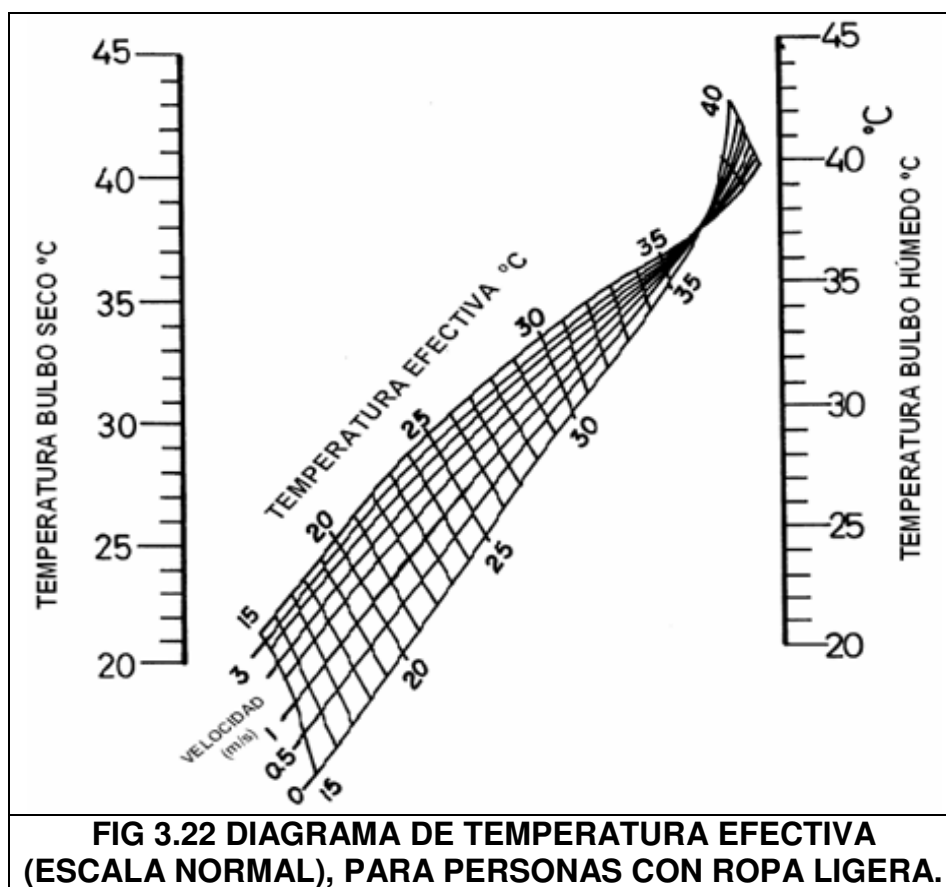
GENERACIÓN DE POLVO	VELOCIDAD DEL AIRE (m/s)	TIPO DE LABOR ACTIVIDAD
ESCASA	0.3	LABORES DE DESARROLLO
MEDIA	0.33-0.5	LABORES CON SCRAPERS, PARRILLAS
ALTA	0.5833-0.833	LABORES CON LHD, LABORES DE DESCARGA
MUY ALTA	MAYOR A 0.833	LABORES DE RETORNO DE PRODUCCIÓN
TABLA 3.7 VELOCIDADES PRÁCTICAS PARA REMOCIÓN DE POLVO		

3.8.4 Para el confort climático subterráneo

Debemos tomar en cuenta el criterio de la temperatura efectiva.

- **Temperatura efectiva:** Se llama temperatura efectiva de una atmósfera determinada a la que señala un termómetro seco inmerso en un ambiente equivalente, esto es, que produzca la misma sensación de frío o calor, y que cumpla las condiciones de tener el aire en reposo, saturado de humedad y de temperatura igual a la de las paredes y suelo.

En diagrama siguiente la temperatura efectiva se obtiene a partir de la temperatura de bulbo húmedo y temperatura de bulbo seco, unimos ambas temperaturas mediante una línea, ésta línea al interceptarse con la curva de velocidad correspondiente dará la temperatura efectiva.



En nuestro caso es conocido que la temperatura efectiva no debe sobrepasar los 30° C, la temperatura efectiva se encuentra así: al conocer la temperatura de bulbo húmedo y la temperatura de bulbo seco, trazamos una línea que une ambas escalas, cada extremo en cada escala, ésta línea se interceptará con las líneas de velocidades, observemos la línea de velocidad correspondiente con la que se interceptará dicha línea, el punto de intercepción indicará la temperatura efectiva en las líneas graduadas de dichas líneas de velocidad.

De ésta manera encontraremos la velocidad que el aire debe de tener para una adecuada climatización y óptimo ambiente de trabajo. Si hay calor la velocidad mínima tentativa es: 250pies/min. (1.27m/seg.)

Por consiguiente hallamos el caudal así:

$$Q = A \times V_{\text{te}} \quad \left[m^3 / s \right] \quad (3.66)$$

Donde (*):

A=Área promedio del tajo o frontón.

Vte = velocidad efectiva obtenida de la tabla de temperatura a 30°C

t = N° de tajos calientes que mejorar.

La velocidad del aire del aire elegido para lugares calurosos no debe ser mayor de unos 550pies/min. (2.794m/seg.)^(*), Dependiendo de % HR. La cual debe bajarse lo más que se pueda, con chorros de agua a fin de bajar la vaporización consecuentemente la humedad Relativa.

3.8.5 Caudal total

Debido a cuestiones prácticas, de costos, y tomando en cuenta el reglamento de seguridad, se hace indispensable el criterio de no simultaneidad de eventos para efectos de acondicionar el caudal resultante en cada labor. Una referencia importante es el caudal para dar una temperatura adecuada al ambiente, es decir una temperatura efectiva no mayor 30°C. Procurando siempre de que éste caudal incluya otros caudales necesarios para otra tarea o evento. El caudal total necesario para toda la mina, o zonas de trabajo, área, chimenea, tajo, frentes, galería o circuito que deseamos ventilar será la suma de las diferentes necesidades ^(*)

$$Q_{\text{total}} = Q_{\text{hom bre}} + Q_{\text{diessel}} + Q_{\text{exp losivos}} \quad \left[m^3 / s \right] \quad (3.67)$$

Debemos tomar en cuenta de que el caudal para la remoción de los contaminantes ($Q_{\text{exp losivos}}$) es el necesario para remover polvos y gases, que dicho sea de paso varía entre 50 y 820pies/min. (0.25 y 4.1m/seg.). Si se usa ANFO, la velocidad mínima es 82pies/min ó 25m/min. El caudal para remoción de contaminantes y para el confort está incluido en el caudal total. Para remoción de gases por explosión, ésta se hace cuando el personal se encuentra fuera de las labores, pero dentro de la mina. El caudal requerido es sólo Caudal para hombres y maquinas, lo cual son necesarios para calcular la cobertura. Debemos tomar en cuenta que hay un caudal que no participa en los cálculos de cobertura para el caso de la mina Arcata el cual es el necesario para remover los gases, pero aquel es:

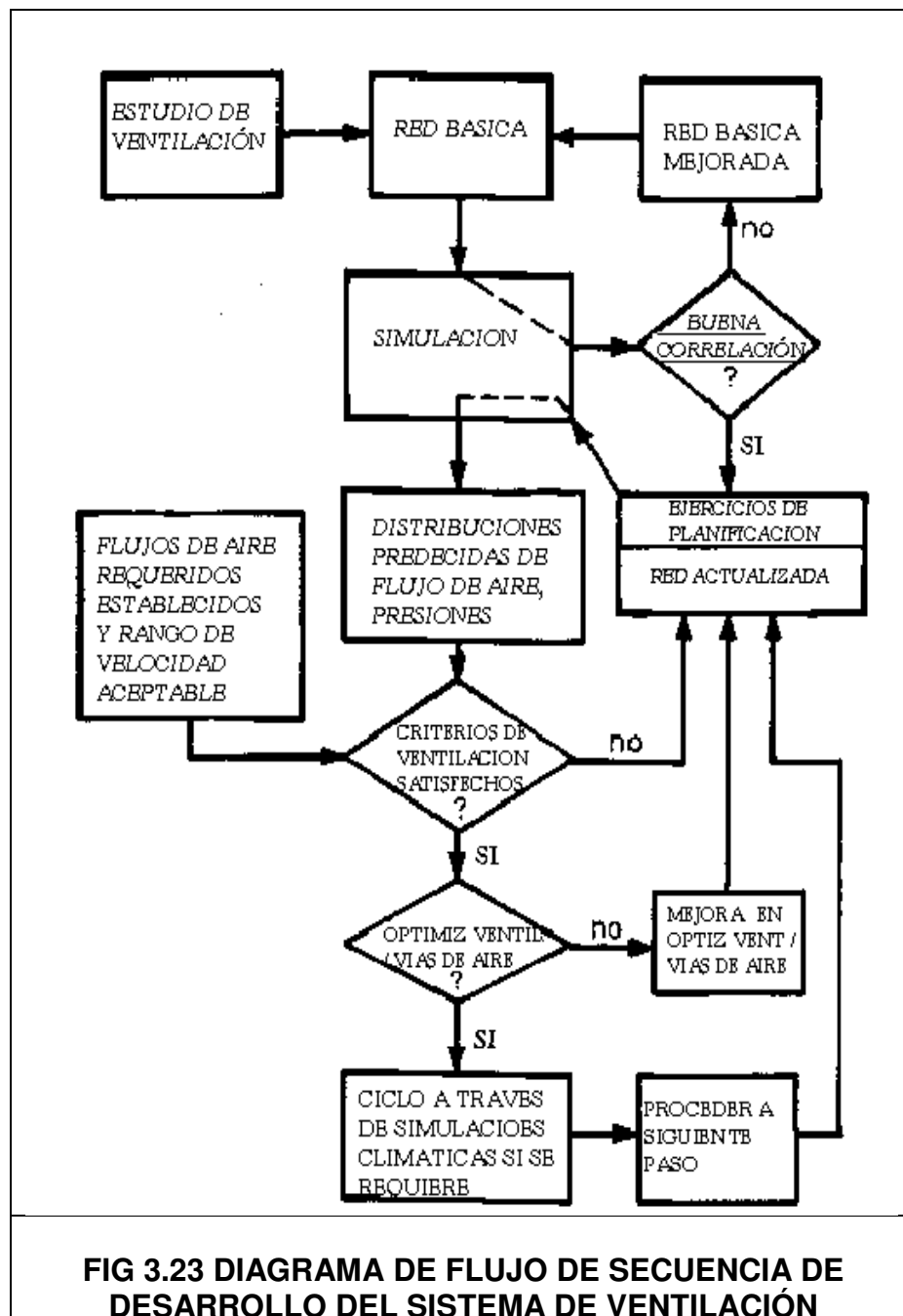
(*) Centro de Formación Técnica Minera, Parte II, Edición 2000. Pag 9

$$Q_{\text{exp losivos}} = 100 * 0.04 \frac{\text{exp losivos (kg)}}{0.008 * \text{tiempo (min)}} \quad [m^3 / s] \quad (3.68)$$

Este caudal participa en los cálculos de cobertura, sí y sólo si:

$$Q_{\text{exp losivos}} > Q_{\text{hom bres}} + Q_{\text{diessel}} \quad [m^3 / s] \quad (3.69)$$

3.9 ALGORITMO DE SECUENCIA DEL DESARROLLO DEL SISTEMA DE VENTILACION



3.10 EL VNETPC 2003

3.10.1 Aspectos generales

El Vnet PC 2003 es un programa de simulación de ventilación en el que se han venido incluyendo diversas herramientas gracias a la retroalimentación de cientos de usuarios en la actividad minera y construcción de túneles en todo el mundo

El VnetPC está diseñado para planeación y monitoreo de sistemas de ventilación subterránea. Al ir alimentando los datos que corresponden a la geometría, resistencias, dimensiones, ubicación de los ventiladores, el programa proporcionará representaciones gráficas y tubulares de las predicciones de los diferentes parámetros en la ventilación.

El programa puede simular redes ya existentes incluyendo puntos de operación de los ventiladores, cantidades de flujo de aire y pérdidas de presión por fricción muy similares a los sistemas reales. También se pueden diseñar instalaciones subterráneas usando VnetPC. Las opciones con las que cuenta el programa permiten visualización y manipulación de redes en tercera dimensión, preparar listas, archivos y esquemas de todos los datos.

La teoría en la que se basa el VnetPC está desarrollado con base en las suposiciones de flujo incompresible y las Leyes de Kirchhoff's. El código usa una forma de acelerada de la técnica de repetición de Hardy Cross para llegar a una solución.

3.10.2 Requisitos del sistema para VNETPC 2003

- Computadora compatible IBM con Windows 95, 98NT, 2000, XP
- Procesador clase Pentium o superior
- 16 MB de Memoria RAM
- 5MB de espacio en Disco Duro para el programa VnetPC
- Pantalla VGA.

3.10.3 Manejo del VNET PC

Una vez encontrado los requerimientos debemos de rellenar y especificar los datos faltantes mediante un balanceo de caudales, con el uso de las relaciones de la ley de Kirchhoff, ello para poder rellenar fácilmente las ventanas del VnetPC.

La teoría en la cual se basa es la suposición del flujo incompresible y las Leyes de Kirchhoff's. El código usa una forma acelerada de la técnica de repetición de Hardy Cross

El VnetPC presenta diferentes ventanas, éstas para su correcto uso tienen una secuencia las cuales, deben de seguirse del siguiente modo:

- **Ventana de presentación de la información general del circuito**

Ésta ventana tiene por finalidad captar los datos principales para optimizar los costos de operación. La densidad debe de ser corregida debida a la altitud de la mina sobre el nivel del mar. Las unidades de medida son intercambiables automáticamente.

VnetPC 2000 - [VPCW1 - Model Information]

File Edit View Tools Window Help

Model Data

Title:

Avg Fan Efficiency: (%)

Cost of Power: (c/kWhr)

Avg Air Density: (lb/ft³)

Reference Junction:

Units:

Comments:

Data Summary

Branches: 0 Fans: 0

Junctions: 0 Fixed Quantities: 0

Last Execution of Simulation

Date: Iterations: 0

Time: Errors: 0

Elapsed Time: Modified Since: YES

For Help, press F1

FIG 3.24 VENTANA DE INFORMACIÓN DE MODELO

Branch Data

From: To:

Description:

Type:

Resistance:

Pressure Drop: (wg)

Quantity: (kcfm)

Friction Factor: (x10⁻¹⁰)

Resistance per Length: (R/1000ft)

Length: (ft)

Equivalent Length: (ft)

Area: (ft²)

Perimeter: (ft)

Parallel Factor:

Branch Code:

Surface State:

Branch Symbol:

Auto Length:

FIG 3.25 VENTANA INTRODUCCIÓN DE DATOS DE RAMAL

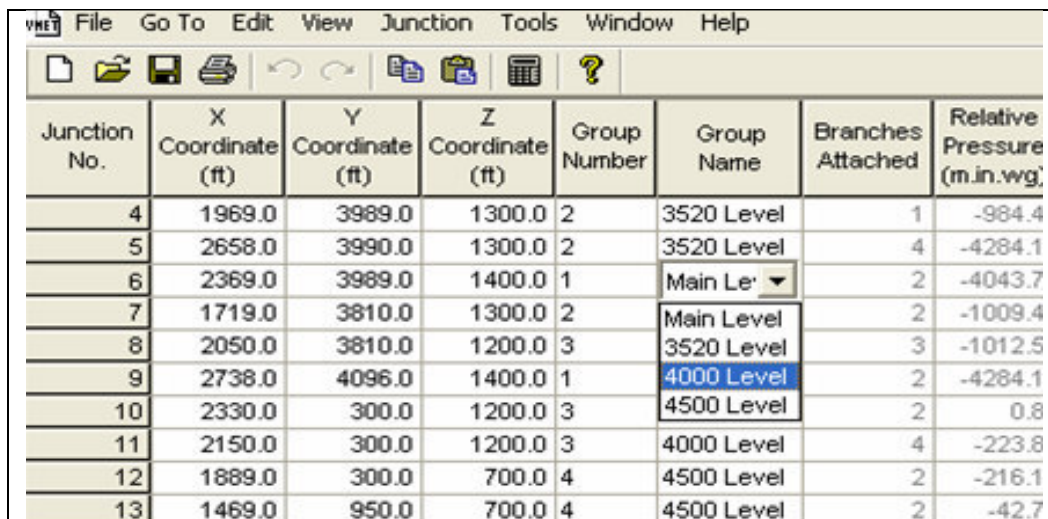
En ésta ventana podemos introducir los datos de los ramales: datos geométricos, caudales, caída de presión, perímetro, resistencia, según el criterio de medición, el K de

Atkinson, las longitudes equivalentes debido a los choques en los codos, contracciones, aberturas repentinas. Después de introducir el último ramal, debemos completar el circuito con un nodo adicional, físicamente inexistente, con el objeto de cerrar el circuito en el programa. En éste nodo ficticio debe unirse el último y el primer nodo.

En éste mismo ramal podemos llenar los caudales que circulan por los ramales.

- **Introducción de coordenadas de nodos**

Es la ventana que nos permite introducir las coordenadas de todos los nodos. Observamos que hay columnas en el cual se detallan el grupo al cual pertenecen los nodos de la fila correspondiente, así como ramales asociados a la misma, ésta en la sexta columna, la última columna es la presión respecto al cual el Vnet PC toma como referencia.

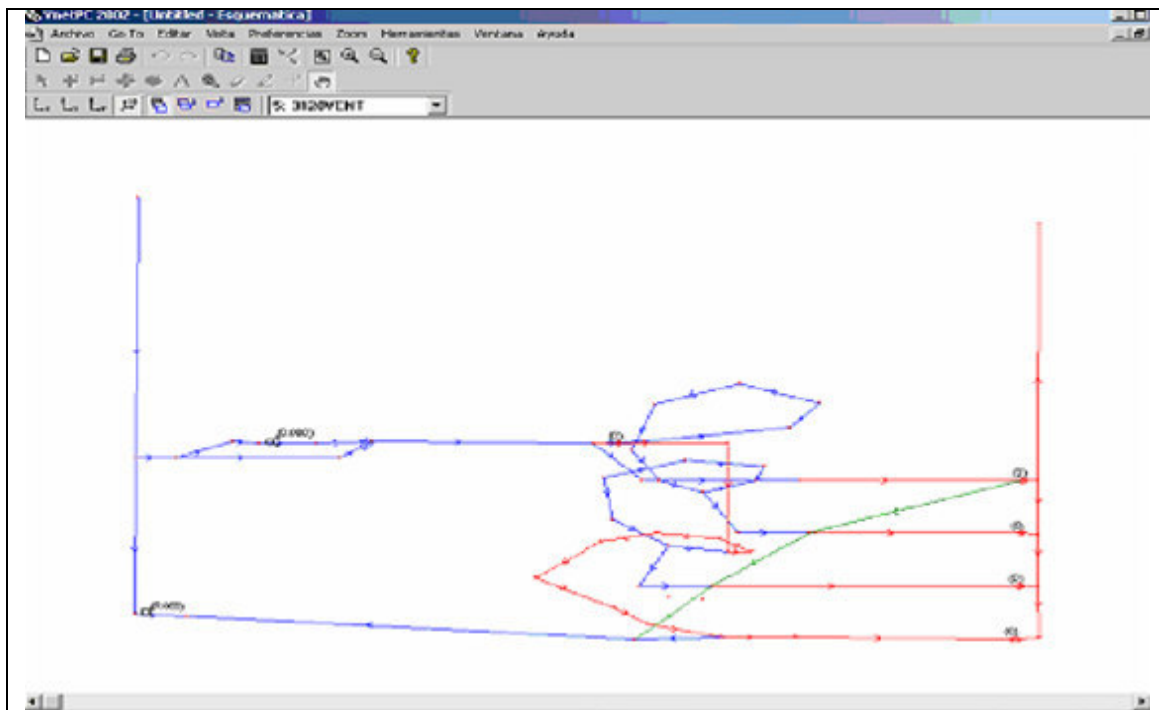


Junction No.	X Coordinate (ft)	Y Coordinate (ft)	Z Coordinate (ft)	Group Number	Group Name	Branches Attached	Relative Pressure (m.in.wg.)
4	1969.0	3989.0	1300.0	2	3520 Level	1	-984.4
5	2658.0	3990.0	1300.0	2	3520 Level	4	-4284.1
6	2369.0	3989.0	1400.0	1	Main Le	2	-4043.7
7	1719.0	3810.0	1300.0	2	Main Level	2	-1009.4
8	2050.0	3810.0	1200.0	3	3520 Level	3	-1012.5
9	2738.0	4096.0	1400.0	1	4000 Level	2	-4284.1
10	2330.0	300.0	1200.0	3	4500 Level	2	0.8
11	2150.0	300.0	1200.0	3	4000 Level	4	-223.8
12	1889.0	300.0	700.0	4	4500 Level	2	-216.1
13	1469.0	950.0	700.0	4	4500 Level	2	-42.7

FIG 3.26 VENTANA COORDENADAS DE NODOS

- **El diagrama esquemático.**

Los resultados obtenidos son expuestos en un diagrama que es exportable al Autocad. La herramienta esquemático también tiene la posibilidad de facilitar la inclusión de ventiladores, contaminantes, nuevos ramales. En ella podemos apreciar los diferentes resultados: Caídas de Presión, Caudales, Resistencias, número de nodo.



- **Ventana alimentación de ramal**

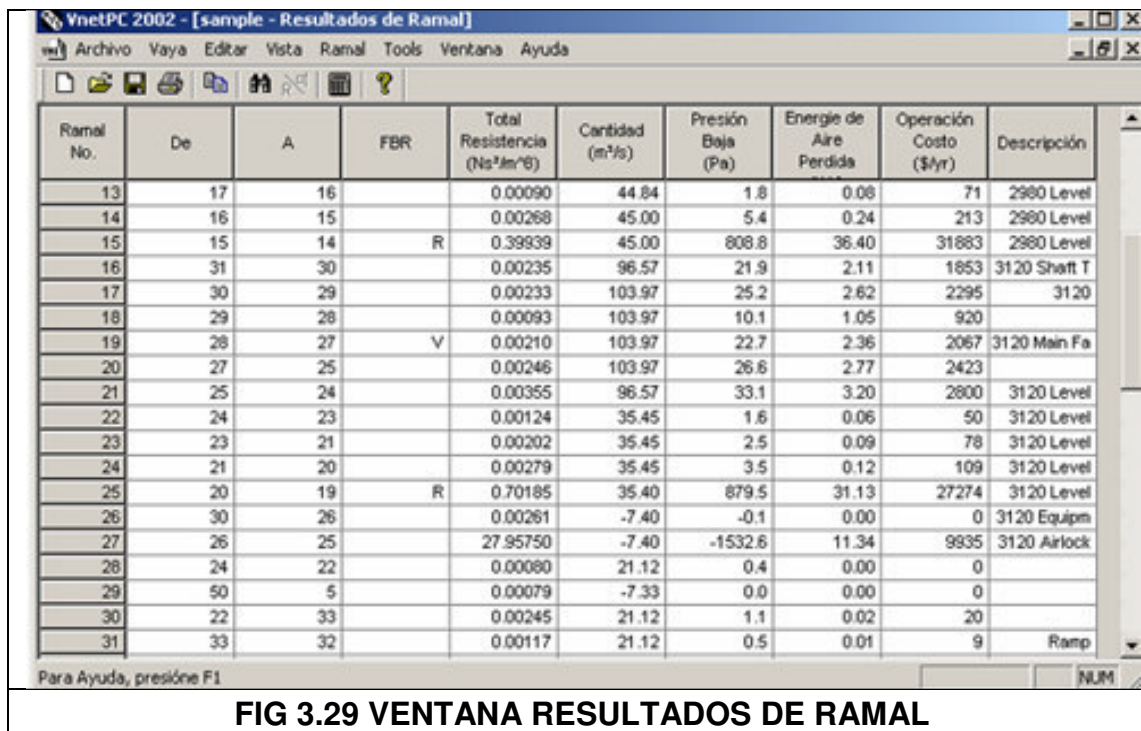
En ésta ventana se pueden modificar datos y características de cada ramal, así como también se puede adicionar ramales como una hoja de cálculo de Windows. Así mismo se puede fijar los caudales en los ramales que lo requieran, también se pueden especificar el coeficiente de fricción.

Ramal No	De	A	FG	Tipo	Resistencia (Ω/km°C)	Presión Base (Pa)	Cantidad (m³/s)	Proced. Factor (kg/m³)	Resistencia por Longitud (Ω/1.000m)	Longitud (m)	Equiv. Longitud (m)	Area (m²)	Perimetro (m)	Paralelo Factor	Calculada Resistencia (m³/s)
1	3	8		pQ		1.2	9.44							1.00	0.01347 De
2	0	9		pQ		40.0	14.96							1.00	0.24037 De
3	9	14		pQ		199.3	10.00							1.00	0.50912 De
4	14	18		pQ		224.2	23.00							1.00	0.40254 De
5	18	22		A Factor				0.0083		304.8	0.8	14.40	58.29	1.00	0.61190 De
6	22	23		pQ		647.6	26.22							1.00	0.09746 De
7	23	25		B Factor	2230.0000									1.00	2.236.0000 De
8	30	49		pQ		1992.7	4.72							1.00	49.44530 De
9	27	28		pQ		772.2	4.72							1.00	34.66130 De
10	30	27		A Factor		13.5	51.50							1.00	0.03464 De
11	21	26		pQ		22.4	51.50							1.00	0.00631 De
12	20	21		pQ		49.0	51.50							1.00	0.01047 De
13	17	28		pQ		34.9	51.50							1.00	0.09524 De
14	16	17		pQ		67.3	66.64							1.00	0.02086 De
15	11	15		pQ		102.1	56.04							1.00	0.03185 De
16	10	11		pQ		34.9	42.48							1.00	0.01524 De
17	5	18		pQ		6.2	47.20							1.00	0.00278 De
18	1	7		pQ		234.2	66.64							1.00	0.06585 De
19	7	12		pQ		49.9	27.26							1.00	0.02490 De
20	12	13		pQ		348.1	26.32							1.00	0.31058 De
21	13	16		pQ		373.6	26.32							1.00	0.46582 De
22	16	19		pQ		1.7	10.00							1.00	0.00477 De
23	19	24		pQ		199.3	10.00							1.00	0.05912 De
24	21	24		pQ		14.9	0.47							1.00	0.07451 De
25	26	23		pQ		896.7	4.72							1.00	40.24570 De
26	30	18		pQ		391.5	4.72							1.00	12.63555 De
27	19	17		pQ		96.8	4.72							1.00	2.99842 De
28	11	14		pQ		138.3	4.72							1.00	5.75884 De
29	16	15		pQ		1.2	7.00							1.00	0.62394 De
30	12	11		pQ		534.0	9.44							1.00	5.59235 De
31	10	9		pQ		52.3	4.72							1.00	2.34757 De

FIG 3.28 VENTANA ALIMENTACIÓN DE DATOS DE RAMAL

- **Ventana resultados de ramal**

En ésta ventana se obtiene los resultados de procesar los datos introducidos en las ventanas anteriores, es decir, obtenemos: caudales con sus respectivos sentidos de flujo, resistencias, caídas de presión, potencia consumida, costos de operación, así mismo, nos informa sobre la necesidad colocar un ventilador, regulador o booster para alcanzar el caudal y sentido deseado en cada ramal. En ésta ventana no es posible modificar ningún dato suministrado por el Vnet PC.



Ramal No.	De	A	FBR	Total Resistencia (Ns²/m⁶)	Cantidad (m³/s)	Presión Baja (Pa)	Energía de Aire Perdida	Operación Costo (\$/yr)	Descripción
13	17	16		0.00090	44.84	1.8	0.08	71	2980 Level
14	16	15		0.00268	45.00	5.4	0.24	213	2980 Level
15	15	14	R	0.39939	45.00	808.8	36.40	31883	2980 Level
16	31	30		0.00235	96.57	21.9	2.11	1853	3120 Shaft T
17	30	29		0.00233	103.97	25.2	2.62	2295	3120
18	29	28		0.00093	103.97	10.1	1.05	920	
19	28	27	V	0.00210	103.97	22.7	2.36	2067	3120 Main Fa
20	27	25		0.00246	103.97	26.6	2.77	2423	
21	25	24		0.00355	96.57	33.1	3.20	2800	3120 Level
22	24	23		0.00124	35.45	1.6	0.06	50	3120 Level
23	23	21		0.00202	35.45	2.5	0.09	78	3120 Level
24	21	20		0.00279	35.45	3.5	0.12	109	3120 Level
25	20	19	R	0.70185	35.40	879.5	31.13	27274	3120 Level
26	30	26		0.00261	-7.40	-0.1	0.00	0	3120 Equipm
27	26	25		27.95750	-7.40	-1532.6	11.34	9935	3120 Airlock
28	24	22		0.00080	21.12	0.4	0.00	0	
29	50	5		0.00079	-7.33	0.0	0.00	0	
30	22	33		0.00245	21.12	1.1	0.02	20	
31	33	32		0.00117	21.12	0.5	0.01	9	Ramp

Para Ayuda, presione F1

FIG 3.29 VENTANA RESULTADOS DE RAMAL

3.10.4 Determinación de las características de la ventilación

Calculamos los requerimientos de caudal de aire de acuerdo a los siguientes criterios

- De acuerdo a lo establecido en el reglamento de seguridad e higiene minera vigente (decreto supremo 046-2001-em) artículo 292 la cantidad mínima de aire por hombre sera de 3m³/min. en los lugares de trabajo, cuando la mina se encuentre hasta 1,500 msnm.
- En otras altitudes la cantidad de aire sera aumentada de acuerdo a la siguiente escala:

De 1500 a 3000 se aumentara en 40%
De 3000 a 4000 se aumentara en 70%
Sobre 4000 se aumentara el 100%

En este caso deberá incrementarse el caudal según el cuadro de caudales de hombres y maquinas

- Además de esta demanda deberá satisfacerse aquella derivada del empleo de equipos diesel autorizado, la cantidad de aire circulante no será menor de 3m³/min. por cada hp que desarrollen los equipos.

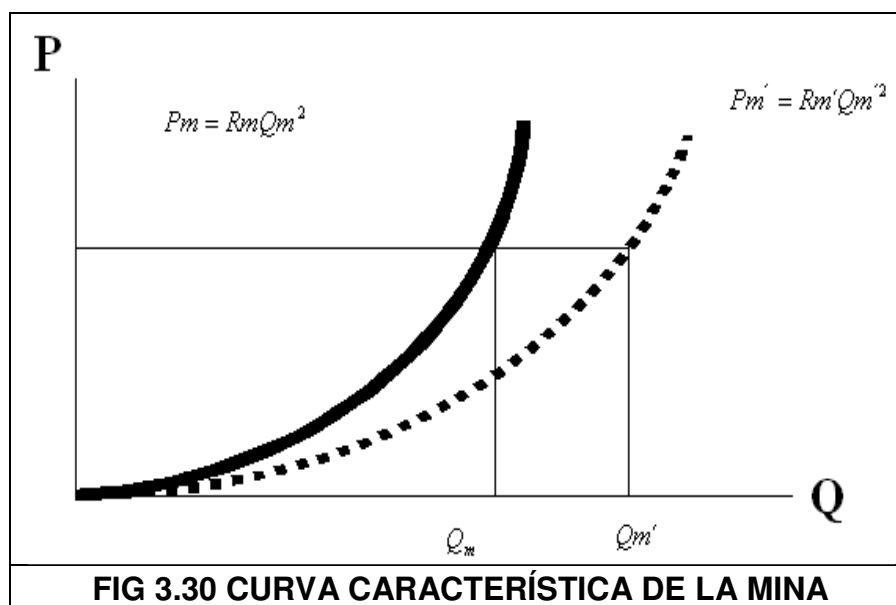
- Bajo estas condiciones el caudal de aire que se requiere en la mina para las condiciones actuales será:

3.10.5 Curva característica y orificio equivalente de la mina

- Cualquiera que sea la forma como estén conectados los diversos ramales que constituyen la red de ventilación en una mina, siempre será posible reducir todo el circuito a una resistencia equivalente, que será la que tiene que vencer el aire para circular a través de todas las labores existentes.
- Siendo la resistencia equivalente (R_m) un valor constante para una mina dada, se deduce que para diferentes valores de presión (P_m), se podrá inducir diferentes caudales de aire (Q_m) a través de la red de ventilación. la relación entre la presión y el caudal es parabólica y su representación grafica se conoce como la curva característica de la mina.
- La curva característica de la mina define el comportamiento del aire que fluye a través de ella y su pendiente variara según como estén interconectadas las diferentes labores subterráneas que constituyen la red de ventilación.

Conclusiones desde el punto de vista práctico:

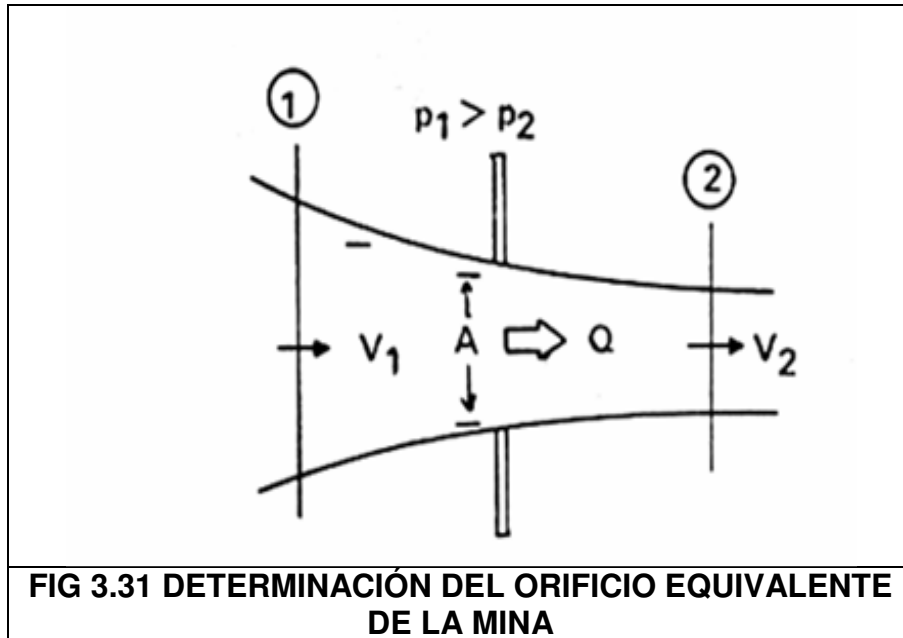
- La resistencia equivalente de un circuito conectado en paralelo es siempre menor que cualquiera de las resistencias que constituyen el circuito, y
- Cuanto mayor sea el número de ramales conectados en paralelo entre dos nudos, menor será la resistencia equivalente que existirá entre ellos.



El orificio equivalente de la mina:

- Permite visualizar la facilidad o dificultad que presenta una mina para ser ventilada.

- El "orificio equivalente" de la mina es un concepto teórico, que permite visualizar la facilidad (o dificultad) que presenta una mina para ser ventilada
- Cuando la diferencia de presiones $P_1 - P_2$, sea igual a la caída de presión a través de la mina P_m habrá una abertura de área A_m para la cual el flujo q es igual al caudal que fluye a través de la mina. a esta área A_m se denomina orificio equivalente de la mina:



$$A_m = \frac{1.19 * Q_m}{\sqrt{P_m}} \quad (3.70)$$

- Las Unidades están en el sistema internacional (SI), dando el área en m².
- En la práctica se sabe que una mina cuyo orificio equivalente es inferior a 1m² es difícil de ventilar, mientras que un orificio equivalente superior a los 2m² representa el caso de una mina "amplia", fácil de ventilar como es el caso de la mina Arcata
- La mayoría de las minas tienen orificios equivalentes entre 1 y 2 m², representando una situación intermedia.
- Cuanto menor sea la resistencia equivalente de una mina, mayor será su orificio equivalente y por lo tanto será más fácil ventilarlo.
- Cuanto más amplias sean las excavaciones que constituyen el circuito de ventilación y cuanto más conexiones en paralelo se tenga, mayor será el orificio equivalente de la mina y menor su Resistencia Equivalente.

Ventajas de la optimización

De lo anterior observamos que construcción de la chimenea permite una adecuada satisfacción de caudal de aire para hombres y máquinas, así como su buena implementación de condiciones ambientales

3.11 SIMULACIÓN NUMÉRICA MEDIANTE EL SOFTWARE VNET PC

Para efectuar la respectiva simulación del sistema o red de la mina podemos apreciarlos en el capítulo IV

Para encontrar finalmente los costos debemos tomar en cuenta que el diámetro estándar de la chimenea es de 2.1m, ésta puede variar de acuerdo a la naturaleza del terreno, si es más endeble, el diámetro es menor, por lo tanto se requerirá hacer dos chimeneas adjuntas.

3.12 SISTEMA DE CLASIFICACION DE BARTON PARA MACIZOS ROCOSOS

RQD (Rock Quality Designation), se consigue con perforación Diamantina, el diámetro de los testigos deben ser 50mm o más, puede ser de tramos de 2 metros, se define como:

$$RQD(\%) = \frac{\sum \text{longitud de fragmentos} \geq 10\text{cm}}{\text{longitud total perforada}} * 100 \quad (3.71)$$

RQD(%)	Calidad de la roca
<25	Muy Mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy Buena
TABLA 3.8 CLASIFICACIÓN DEL RQD	

CLASIFICACIÓN DE BARTON: $Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$ (3.72)

Donde:

RQD (Rock Quality Designation), adimensional, índice de calidad de la roca, ya definido en la ecuación 3.71

J_n: El número de sistemas de fisuras (joint set number)

J_r: El número de rugosidad de fisuras (joint roughness number)

J_a: El número de alteraciones de las fisuras (joint alteration number)

J_w: Es el factor de reducción por agua en las fisuras (joint water reduction factor)

SRF: Factor de reducción de tensiones (Stress Reduction Factor)

Usamos la siguiente tabla para encontrar los parámetros del Q de Barton

Indice de Diaclasas J _n	Valor
Roca Masiva	0.5-1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas, con otras diaclasas ocasionales	3

Dos familias de Diaclasas	4	
Dos familias de Diaclasas con otras diaclasas ocasionales	6	
Tres familias de Diaclasas	9	
Tres familias de Diaclasas con otras diaclasas ocasionales	12	
Cuatro o mas familias, roca muy fracturada	15	
Roca triturada	20	
Indice de Rugosidad Jr	Valor	
Diaclasas rellenas	1	
Diaclasas Limpias discontinuas	4	
Onduladas rugosas	3	
Onduladas Lisas	2	
Planas rugosas	1.5	
Planas Lisas	1	
Lisos o espejos de falla ondulados	1.5	
Planos	0.5	
Indice de Alteración Ja	Valor	
Diaclasas de paredes sanas	0.75-1	
Ligera alteración	2	
Alteraciones arcillosas	4	
Con detritos arenosos	4	
Con detritos arcillosos poco consolidados	6	
Con detritos arcillosos expansivos	8-12	
Milonita de roca y arcilla	6-12	
Milonita de arcilla limosa	5	
Milonita arcillosas gruesa	10-20	
Coeficiente reductor por presencia de agua Jw	Presión de agua (kg/cm2)	Valor
Excavaciones secas a con <5lt/min localmente	<1	1
Afluencia media con lavado de algunas diaclasas	1-2.5	0.66
Afluencia importante por diaclasas limpias	2.5-10	0.5

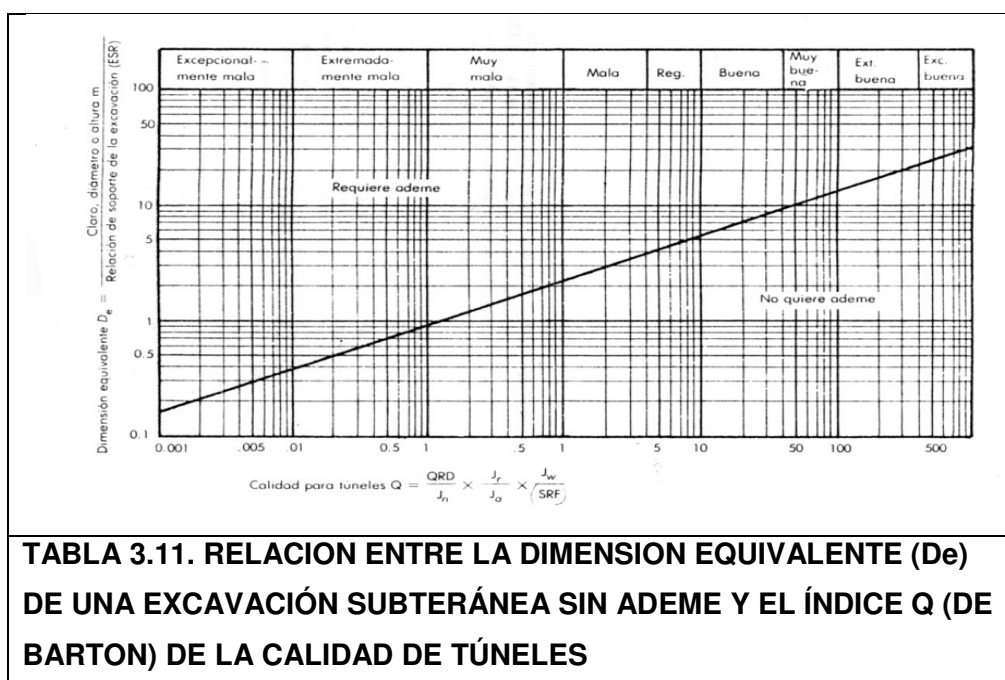
Afluencia importante por diaclasas limpias con lavado	2.5-10	0.33
Afluencia excepcional inicial, decreciente en el tiempo	>10	0.2-0.1
Afluencia excepcional inicial, constante con el tiempo	>10	0.1-0.05
Parametro SRF	Valor	
Zonas debiles		
Multitud de zonas débiles o milonitas	10	
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura >50m)	5	
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta con cobertura >50m.	2,5	
Abundante zonas débiles en roca competente	7.5	
Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura >50m)	5	
Idem con cobertura >50m	2.5	
Terreno en bloque muy fracturado	5	
Roca competente		
Pequeña cobertura	2.5	
Cobertura media	1	
Gran cobertura	0.5-2.0	
Terreno Fluyente	5-10	
Con bajas presiones		
Con altas presiones	10-20	
Terreno Expansivo		
Con presión de hinchamiento moderado	5-10	
Con presión de hinchamiento alta	10-15	
TABLA 3.9: FORMA SIMPLIFICADA DE LOS PARAMETROS DE BARTON		

3.13 MÉTODO PARA ENCONTRAR EL DIAMETRO MÁXIMO PARA EXCAVACIONES MINERAS

Se toma en cuenta la siguiente tabla para encontrar : La relación de soporte a la excavación (ESR), según Barton:

Tipo de Excavación	ESR
a. Excavaciones Mineras provisionales	3-5
b. Excavaciones Mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepcion para cámaras alta de presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
c. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.3
d. Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1
e. Estaciones nucleoeeléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deporte y reuniones , fábricas.	0.8
TABLA 3.10: PARA ENCONTRAR RELACION DE SOPORTE A LA EXCAVACION (ESR)	

Obteniendo el Q de Barton de la ecuación(3.72) y ubicando el ESR de la Tabla 3.10, vamos a la Tabla (3.11), para hallar el diámetro equivalente De.



El diámetro máximo para una excavación será:

$$\text{Diámetro máximo o altura de la excavación} = De * ESR \quad (3.73)$$

Relación entre Q de Barton y el RMR, según Bieniawski:

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (3.74)$$

ITEM	DESCRIPCIÓN	RMR (%)	TIPO DE SOSTENIMIENTO
I	MUY BUENA	81-100	Sin sostenimiento
II	BUENA	61-80	Puntuales
III	NORMAL	41-60	Pernos
IV	MALO	21-40	Shotcrete
V	MUY MALO	< 20	Arcos, Shotcrete
TABLA 3.12. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (Rock Mass Rating) RMR, DE LAS ROCAS			

CAPÍTULO IV

CÁLCULO, DISEÑO Y OPTIMIZACIÓN DE LOS SISTEMAS DE VENTILACIÓN MINERA

4.1 PLANEAMIENTO DE LA VENTILACIÓN

La ventilación minera supone una distribución de requerimientos de caudales, balances de los mismos componiendo un sistema organizado para dar lo que llamamos planeamiento de la ventilación para una mina subterránea.

El procedimiento asume la disponibilidad de computadoras incluyendo un software de simulación de la ventilación, eliminando la mayoría de las técnicas manuales y estimaciones intuitivas de antiguas metodologías de planeamiento. El paso inicial es establecer una base de datos en un archivo de red básica.

4.2 CONSIDERACIONES TÉCNICAS

4.2.1 Sobre el aspecto teórico de la ventilación sistema de ventilación

- Los flujos de aire son generados por la diferencia de presión entre las entradas y las salidas de la mina.
- Los flujos pueden considerarse en estado estacionario e incompresible.
- Para lograr la seguridad en la distribución de caudales se hace necesario considerar un factor de seguridad al momento de encontrar los caudales necesarios. Éste factor es de 1.2, el cual multiplica a los caudales calculados, en el presente caso de la mina objeto de estudio, ya está incluido el factor de corrección, es decir: $0.5 \cdot 1.2 = 0.6$

4.2.2 Sobre el sistema de ventilación:

Este conformado por:

- Los ventiladores principales: Ubicación y función.
- Las Fuentes de Control del curso del aire: Reguladores, puertas, booster, etc.
- Las excavaciones existentes: Galerías, cruceros, chimeneas.

Ventilación principal y secundaria:

- Es necesario que existan galerías diagonales para aprovechar al máximo la presión de ventilación natural disponible.

- Los ventiladores principales son extractores ubicadas al pie de las chimeneas, el flujo de aire establecido a través de la labores subterráneas se distribuye de acuerdo a las características de resistencia del circuito y para lograr que todas las labores tengan la cantidad de aire necesaria se instalan ventiladores secundarios (Booster) que incrementan el flujo de aire para tratar de lograr que a través de cada ramal circule el volumen de aire que se requiere y para lograr este fin se aumenta la resistencia de algunos ramales mediante reguladores, tabiques o puertas.

4.2.3 Consideraciones de optimización para el sistema de ventilación:

- Bajar la resistencia de la mina, considerando el área efectiva de las excavaciones, considerar costo mínimo. A más galerías en paralelo menos resistencia en la mina
- Disminución de la rugosidad de las paredes.
- Trabajar con los puntos de operación de los ventiladores, según diseño.
- Adquirir, en lo posible, los accesorios que eviten la pérdida de presión estática en los ventiladores.
- Analizar la posibilidad de automatizar el sistema con sensores de monitoreo y PLC, para respuestas rápidas y eficientes. Permiten el ahorro de energía.

4.2.4 Para el caso de ramales proyectados:

- Se hace necesario conocer las medidas y resistencias para un flujo de aire específico.
- Para el caso de ramales inexistentes, las resistencias deben ser calculadas por la ley: $P = RQ^2$, incorporando la geometría y el revestimiento, pérdidas por choque.

4.2.5 Consideraciones Administrativas:

- La Gerencia debe estar convencida que es una inversión.
- El sustento es el aumento de la productividad.
- Organización eficiente del Departamento de Ventilación.
- Amplio conocimiento de los Programas de Planeamiento, Mina y Geología.
- Gestión para la adquisición de herramientas modernas de cálculo y monitoreo.
- Capacitación continúa en la supervisión y el personal del Departamento. Seguridad en los trabajos.
- Cumplimiento del Programa de Adquisiciones en el tiempo.
- Acuerdo con las políticas de medio ambiente.

4.2.6 Criterios básicos:

Se tiene en cuenta los siguientes aspectos:

- Medidas de caudales y características físicas del aire.
- Elaboración de esquemas de ventilación adecuados para cálculos de los parámetros usando informática, los cuales caracterizan la ventilación como: resistencia, depresión, etc.
- Evaluación de los resultados en comparación con los caudales necesarios según legislación vigente y determinación de puntos críticos y medidas para su solución.
- La selección del ventilador se hace tomando en cuenta el hecho de que pueda servir el mayor tiempo posible, según los manuales de los fabricantes.
- Análisis de la red existente y el cumplimiento de los programas de ventilación. Satisfacción de los caudales necesarios para el sistema.
- Evaluación de la resistencia de la mina.
- Evaluación de los flujos de caudales. (Leyes)
- Evaluación de los equipos existentes.

4.2.7 Equipos e instrumentos para toma de datos de campo

- Mediciones de flujo de aire: Se efectúa las mediciones de velocidad y flujo de aire en cada sección o punto establecido previamente; para realizar estas mediciones se emplea un anemómetro
- Temperatura del bulbo seco y bulbo húmedo se miden empleando el psicrómetro “Tyler” y la humedad relativa en forma directa mediante una tabla, relacionando la temperatura del bulbo seco con la temperatura del bulbo húmedo.
- Presión atmosférica y cota, en ambos casos se toma en forma directa mediante el uso de un barómetro tipo “Anerdide” el cual tiene adicionado su altímetro.
- Las mediciones de la sección transversal de las galerías se efectúa con la ayuda de winchas.
- Las mediciones de monóxido de carbono (CO), se realizan en los tajeos de producción, en las rampas de mayor tránsito y en lugares de acarreo continuo de mineral.

4.3 LEVANTAMIENTO Y DESARROLLO DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN EN LA ZONA DE MARIÓN Y MARIANA, UNIDAD OPERATIVA ARCATA, COMPAÑÍA MINERA ARES

PROGRAMA DE TRABAJO:

ITEM	DESCRIPCION		Jul-08	Ago-08	Sep-08	Oct-08
1	Inicio de profundizacion en Soledad y Michelle		semana 1			
			semana 2			
			semana 3			
	Levantamiento del sist de vent en toda la mina, simulación		semana 4			
2	Mejora provisional en Soledad y Michelle	Instalación-mantto y aumento de mangas, aumento en la potencia		semana 5		
		Aumento en potencia de motores		semana 6		
		cambio de ángulos en palas de vent		semana 7		
		Toma de datos de red total en mina		semana 8		
		Trabajo Provisional Operativo de Ventiladores (TPOVent) y simul			semana 9	
				semana 10		
				semana 11		
			semana 12			
3	Término de Profundización de Chimenea y Retiro de mangas y ventiladores excesivos					semana 13
4	Toma de datos de red mejorada y simulacion					semana 14

FIG 4.1 PROGRAMA DE TRABAJO PARA LA UNIDAD ARCATA, CIA. MINERA ARES

En la evaluación del sistema de ventilación de la mina Arcata, zona de Marión y Mariana antes la profundización de la chimenea en la zona de Soledad y Michelle, se presenta el siguiente plano isométrico, el cual es después de la profundización:

- **Planos isométrico (Véase Plano 1):**

4.3.1 Plano esquemático de la mina antes y después de la profundización (Véase Plano 2).

4.3.2 Planos unifilares antes, durante y después de la profundización (Véase Planos 1, 2 y 3 respectivamente).

4.3.3 Evaluación de los contaminantes de aire pre, durante y post profundización (Véase cuadro 1, 2 y 3 en Excel de monitoreo de gases).

4.3.4 Levantamiento de velocidades, caídas de presión y caudales en los diferentes ramales de la zona de Marión, Mariana, antes, durante y después de la profundización (Véase cuadros 4, 5 y 6 en Excel)

Método de toma de datos de velocidades en las galerías y chimeneas :

El método seguido para hallar las velocidades anteriores es el de la toma de datos mediante un anemómetro; la secuencia de toma de velocidades es como se grafica a continuación:

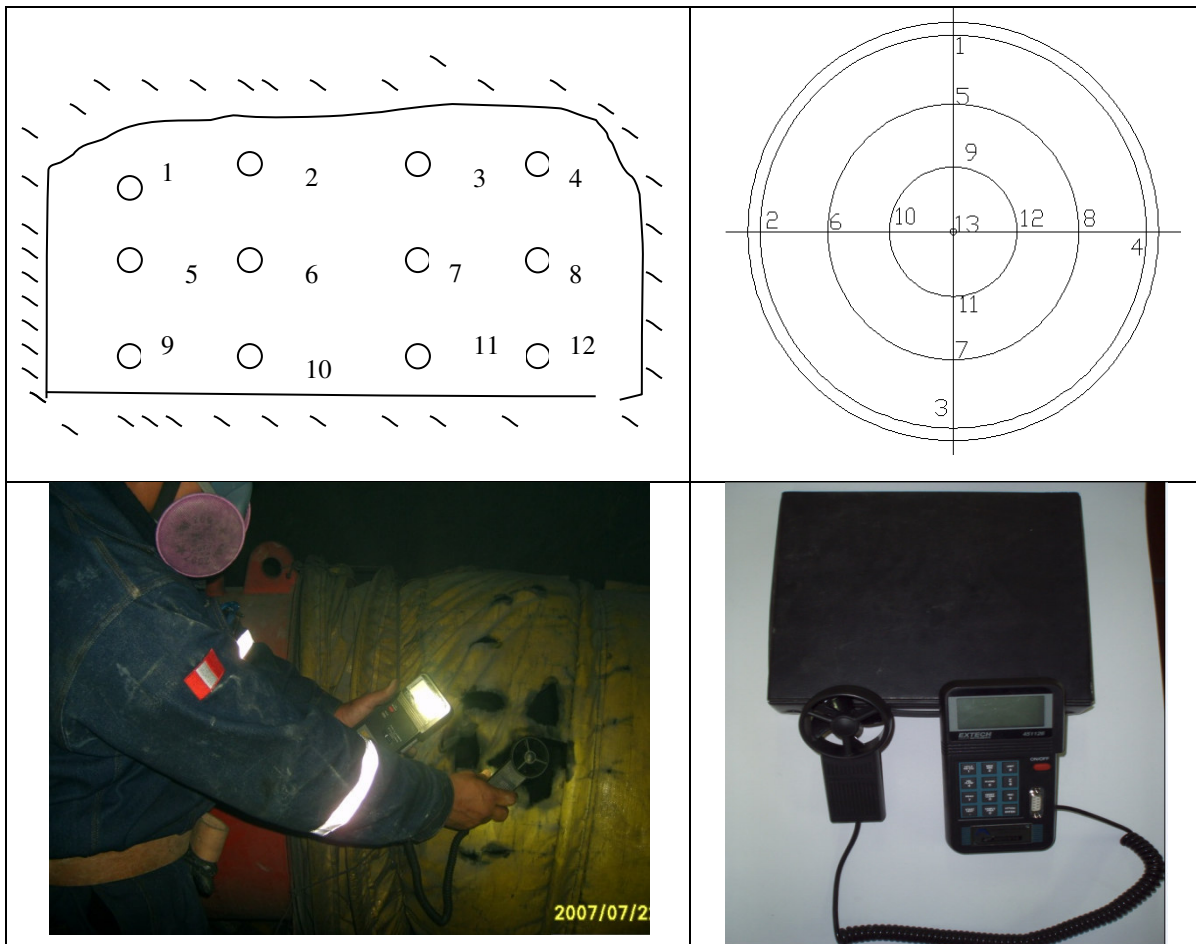


FIG 4.2 TOMA DE DATOS DE VELOCIDADES EN SECCIONES CUADRANGULARES Y CIRCULARES (EN CHIMENEAS) CON EL ANEMÓMETRO



FIG 4.3 PSICRÓMETROS Y MEDIDOR DE DISTANCIA LASER DIGITALES

Son doce (12) puntos para el caso de galerías y trece (13) puntos para el caso de chimeneas, los cuales deben ser medidos cada uno en un lapso de un minuto cada punto. El lugar escogido en las galerías debe ser aproximadamente en el punto medio de su longitud, para trabajar en los cálculos con la velocidad media respecto del mismo ramal. La toma de datos en las chimeneas se hace en la cima de la misma, ya que la

base de las chimeneas principales se encuentran hermetizadas para evitar recirculación de aire. Las mediciones de longitudes se hicieron con medidor laser. Las mediciones de caídas de presión para chimeneas hermetizadas, no fueron posible debido a que están hermetizados.

Ejemplo de cálculo de velocidad media, caudal en galerías (ver cuadro 4.1)

Datos del ramal 39-37:

- Ancho= 4.9m, Alto= 3.96m, Factor de corrección: 0.93
- Las siguientes velocidades: $V_1=1.12\text{m/s}$, $V_2=0.9\text{m/s}$, $V_3=1.8\text{m/s}$, $V_4=1.1\text{m/s}$, $V_5=0.5\text{m/s}$, $V_6=0.52\text{m/s}$, $V_7=1.3\text{m/s}$, $V_8=0.6\text{m/s}$, $V_9=0.2\text{m/s}$, $V_{10}=0.7\text{m/s}$, $V_{11}=0.65\text{m/s}$, $V_{12}=0.44\text{m/s}$.
- Velocidad en Simulación: 49.14m/min.

Solución:

Área=18.05m², Velocidad Promedio: 0.819m/seg. ó 49.15 m/min.

Area: $4.9 \times 3.96 \times 0.93 = 18.05\text{m}^2$

Caudal: $Q=VA$, tenemos: $14.78\text{m}^3/\text{s}$, velocidad=49.15m/min, porcentaje de error es 0.01%.

Ejemplo de cálculo de velocidad y Caudal en chimeneas,

Datos:

Para el ramal 40-35 tenemos: las siguientes tomas de velocidades en m/s : 6.2, 3.73, 3.90, 3.90, 4.3, 5.1, 3.6, 6,1, 0.1, 2.3, 2.76, 3.1; diámetro 2.1m

Solución:

Tenemos como velocidad media: 199m/min ó 3.31m/s, área de la sección transversal de la chimenea: 3.46m². Caudal por $Q=VA$, tenemos: $11.48\text{m}^3/\text{s}$:

Método de toma de datos para caídas de presión, uso del tubo de Pitot

Se debe de señalar que las caídas de presión se miden cada 300metros. Para el caso de diferencia de altitudes mayores de 300m, es necesario aplicar un factor de corrección, en nuestro caso no es necesario.

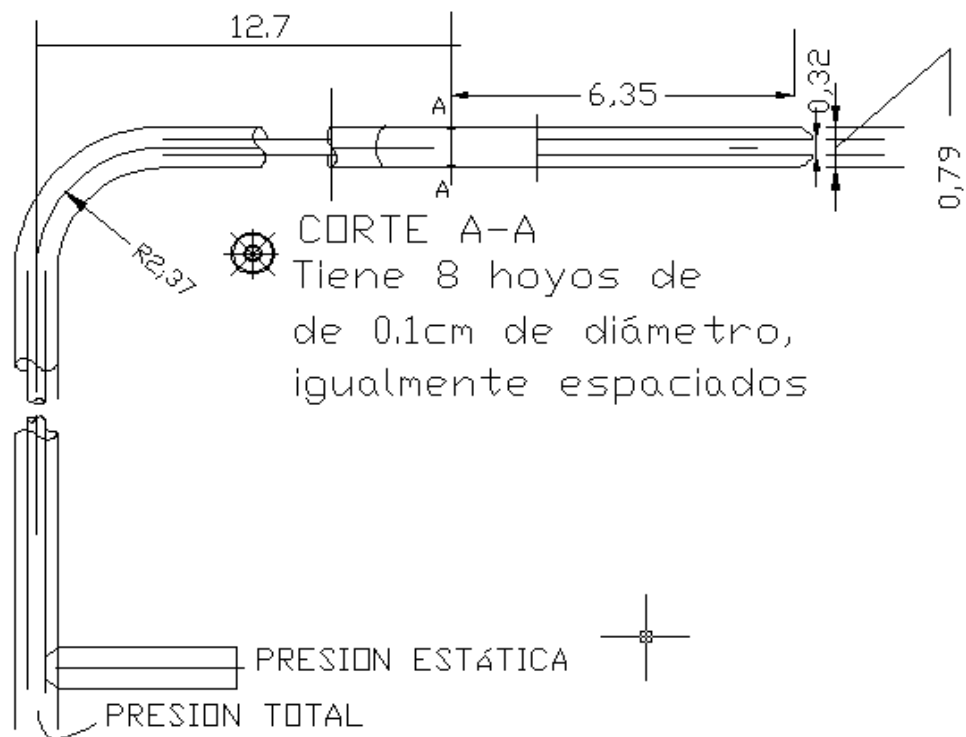


FIG 4.4 EL TUBO DE PITOT

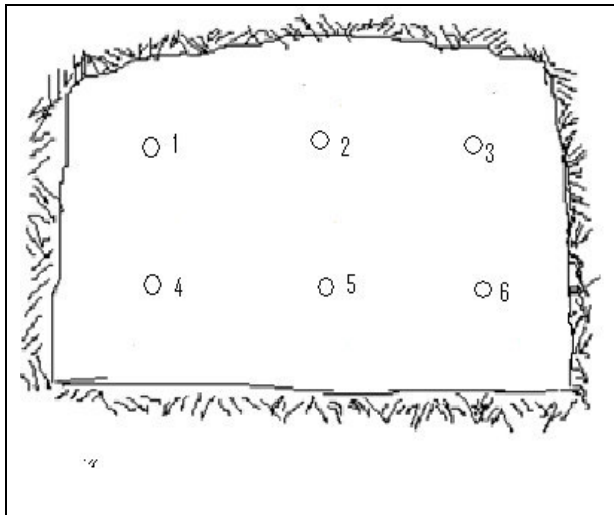


FIG 4.5: TÉCNICA DE MEDICIÓN EN RAMALES O GALERIAS CON TUBO DE PITOT CON SEIS (6) PUNTOS DE MEDICIÓN EN CADA EXTREMO DEL DUCTO DE NYLON, DISTANCIA MÁXIMA ENTRE DICHS EXTREMOS: 300M (VÉASE CUADRO EXCEL 4, 5 Y 6)

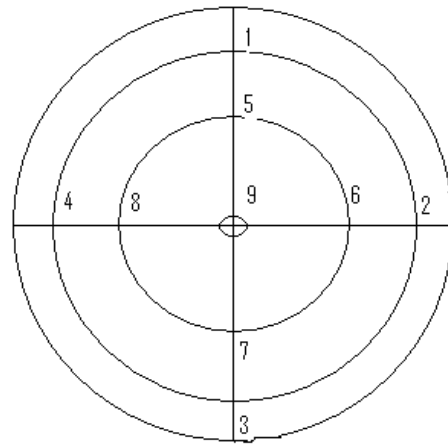


FIG 4.6: TÉCNICA DE MEDICIÓN CON TUBO DE PITOT CON NUEVE (9) PUNTOS DE MEDICIÓN EN CADA EXTREMO DEL DUCTO DE NYLON, PARA CHIMENEAS NO HERMETIZADAS (VÉASE CUADRO EXCEL 4, 5 Y 6)

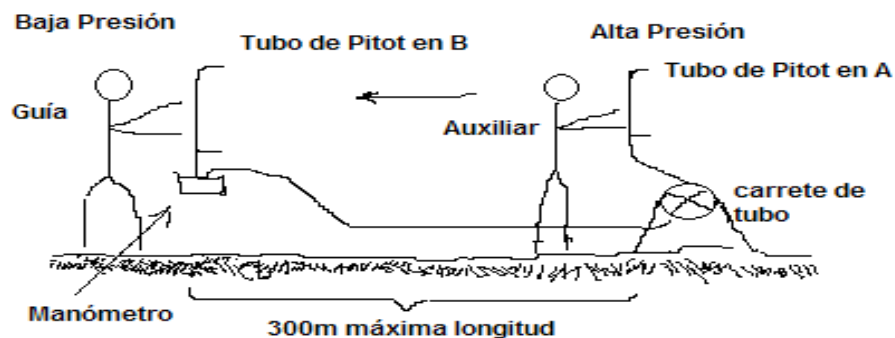


FIG 4.7 FORMA EN QUE SE EMPLEA EL TUBO DE PITOT, DISTANCIA MÁXIMA ENTRE LOS EXTREMOS DEL DUCTO DE NYLON: 300M

El método es como se describe a continuación: El tubo de nylon (semirígido) es tendida a lo largo del tramo del ramal en el cual debemos medir las caídas de presión, en cada extremo del ducto de nylon está conectado un tubo de Pitot, el cual tiene aberturas para medir presión total y presión estática, según la fig 4.4. En las figuras 4.5 y 4.6 podemos observar los puntos de medición en cada extremo del ducto, éstas se hacen del mismo modo y de manera simultanea en cada extremo. Las aberturas del tubo del tubo de Pitot se colocan de cara a la corriente de aire como se muestra en la Fig 4.7, de éste modo se miden la diferencia de presiones totales entre dos puntos de ramal, al estabilizarse alrededor de un valor promedio, se toma nota del valor promedio, el auxiliar

avanza a la siguiente posición para repetir el procedimiento el cual debe ser planificado de antemano para prever la longitud del tubo y ubicar el puesto de medida. En general el tubo de pitot del auxiliar debe ir delante y el guía detrás, ambos de cara a la dirección de la corriente de aire. Ésta técnica de medida es independiente de menores cambios en elevación (hasta aproximadamente 300m), parámetros psycrométricos o independiente de la medida de la velocidad del aire. Sólo son necesarios tubo de pitot, tubo de conexión de nylon y manómetro. Éste método requiere al menos dos personas. Cada ramal debe ser medido de nodo a nodo, lo cual puede representar logísticamente difícil si la longitud del tubo no es adecuadamente ajustado. Éste método puede ser usado para caída de presión debajo de 15 "CA, dependiendo del tipo de tubo de Pitot.

Ejemplo de Cálculo de caída de presión total para el ramal 39-37

Datos:

Longitud: 800m

Para los primeros 300m éstas fueron las medidas en "CA:

0.0259, 0.0110, 0.015, 0.0320, 0.031, 0.028,

Entre los 300m y 600m éstas fueron las medidas de caídas de presión en "CA:

0.0096, 0.013, 0.016, 0.015, 0.0180, 0.011

Entre los 600m y 200m éstas fueron las medidas:

0.0192, 0.0110, 0.0119, 0.0124, 0.0103, 0.0133

Solución:

Para el primer tramo nos da como promedio: 0.0238"CA.

Para el segundo tramo tenemos: .0.0138"CA

Para el último Tramo: 0.013"CA

La caída de Presión total es la suma de los tres resultados anteriores: es decir: 0.0506"CA.

De manera análoga para todos los demás periodos: pre, post y etapa provicional.

IMPORTANTE: Las diferencias de presión entre entradas y salidas de aire, tomando en cuenta las temperaturas del interior de la mina, no son suficientes para causar un flujo por ventilación natural. Por ello se hace necesario la ventilación mecánica.

Ejemplo de la evaluación del algoritmo por el método de Hardy Cross:

Para éste caso usamos la malla:

- 50-47, 47-48, 48-46, 46-44, 44-45, 45-43, 43-49, 49-50 contiene el ramal: 50-47, por ser la malla que contiene el ramal de más alta resistencia y no contiene ningún ramal con caudal fijo.

Seguimos ordenando las mallas:

- 41-15-16-6-5-11-12-30-31-33-42-73-41, que contiene el ramal 41-15, el segundo de mayor resistencia.

- 33-42-73-38-37-31-33 que contiene el ramal 33-42, el tercero de mayor resistencia. En ninguno de las mallas seleccionadas hay caudales fijos. Se generan mas mallas, la cantidad de ellas deben de fijarse de acuerdo a la ecuación (3.64). El VNET encuentra la cantidad de mallas, reduciendo el grupo de resistencias en serie en una sola.

Se conviene en todas ellas el sentido de flujo horario, de acuerdo al diagrama esquemático.

Paso 1

Asumimos en la primera malla los caudales, teniendo en cuenta las resistencias en sus respectivos ramales:

La distribución de caudales es:

Ramal	Resistencia (Ns ² /m ⁸)	Caudal Asumido (m ³ /s)	Observación
50-47	0.3264	1	caudal asumido
47-48	0.00214	1	caudal asumido
48-46	0.01542	0	caudal asumido
46-44	0.01805	-9	caudal asumido tomando en cuenta el caudal fijo en ramal 28-44 (8m ³ /s)
44-45	0.00213	-1	caudal asumido
45-43	0.03642	-1	caudal asumido
43-49	0.0262	0	caudal asumido
49-50	0.00209	1	caudal asumido
FIG 4.8 RESISTENCIAS Y CAUDALES EN LA PRIMERA MALLA			

Paso 2:

Encontramos el factor de corrección para la primera malla $\Delta Q_{(1,1)}$ en la primera iteración por la ecuación (3.63):

$$\Delta Q_{(1,1)} = \frac{-(0.3264 \cdot 1^2 + 0.00214 \cdot 1^2 + 0.01542 \cdot 0^2 - 0.01805 \cdot 9^2 - 0.00213 \cdot 1^2 - 0.03642 \cdot 1^2 + 0.0262 \cdot 0^2 + 0.00209 \cdot 1^2)}{2(0.3264 \cdot 1 + 0.00214 \cdot 1 + 0.01542 \cdot 0 + 0.01805 \cdot 9 + 0.00213 \cdot 1 + 0.03642 \cdot 1 + 0.0262 \cdot 0 + 0.00209 \cdot 1)}$$

$$= \frac{0.16997}{3.66246} = .031944$$

Paso 3:

Añadimos el factor a cada caudal de la malla:

$$\text{Ramal 50-47: } 1 + (0.031944 \cdot 1) = 1.031944 \text{ m}^3 / \text{s}$$

$$\text{Ramal 47-48: } 1 + (0.031944 \cdot 1) = 1.031944 \text{ m}^3 / \text{s}, \text{ es decir:}$$

Ramal	Caudal asumido (3m3/s)	Factor de Corrección	Signo (+/-)	Caudal sumergido(m3/s)
50-47	1	0.031944	1	1.031944
47-48	1	0.031944	1	1.031944
48-46	0	0.031944	1	0.031944
46-44	-9	0.031944	-1	-9.031944
44-45	-1	0.031944	-1	-1.031944
45-43	-1	0.031944	-1	-1.031944
43-49	0	0.031944	1	0.031944
49-50	1	0.031944	1	1.031944
FIG 4.9 PRIMERA CORRECCIÓN EN LA MALLA , PARA CADA RAMAL				

Paso 4:

Los pasos 2 y 3 anteriores son aplicados a todas las mallas, considerando las correcciones en sus ramales debido a la corrección en la primera malla, se halla los factores de corrección para cada malla.

Paso 5:

Los pasos 2, 3 y 4 son aplicados para todas las mallas hasta que en la segunda ley Kirchoff, el numerador de la ec (3.63), sea balanceada dentro de un rango de ± 1 Pascal para cada malla.

En la simulación del software VNET PC, señalamos el procedimiento:

- Introducimos los datos de la simulación: densidad media del aire en la mina, costo de consumo de energía, eficiencia de los ventiladores (Fig. 3.24)
- En la ventana de Introducción de datos de ramal (Fig. 3.25), introducimos las características de cada ramal para hallar la resistencia de los mismos, dependiendo de los datos que se disponga: Hay cuatro (4) modos: R, P/Q, K factor y R/L. En ésta misma ventana podemos señalar los caudales fijos.

En el llenado de ésta ventana se toma en cuenta el modo P/Q, esto para el caso en que contemos con los datos de caídas de presión (Pas) y caudales (m3/s). Y el modo K factor, para el caso en que contemos con el coeficiente de fricción K corregido (k/m3), Perímetro (m), Longitud del Ramal, Longitud equivalente de cada ramal (debido a los choques de flujo) y el Área de la sección transversal del ramal (m2); en ambos casos la Resistencia tendrá unidades de Ns^2/m^8 .

Ejemplo de llenado de la ventana datos de Ramal:

En el ramal 1-2, en la simulación pre-profundización, si tenemos la caída de Presión =0.2 Pas y caudal =8.95 m3/s, aplicando $R = P / Q^2$, tenemos como resultado $R=0.0025 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$. Para el caso en que disponemos de coeficiente de fricción y demás parámetros del ramal, como el ramal 9-10 en la simulación pre-profundización, calculamos así: Datos: K corregido= 0.0021kg/m3, Longitud de ramal=315.5m, Longitud equivalente=6.5m, Área= 3.46m2, Perímetro =6.59m, aplicando la ecuación 3.10 nos da

como resultado la resistencia: $R=0.10758Ns^2/m^8$. Los dos casos anteriores se emplean en todos ramales de acuerdo a los datos que se disponga.

- Señalamos los nodos en la ventana correspondiente, Fig. (3.26)
- Al ejecutar la simulación con icono de ejecución, podemos visualizar los resultados en la ventana de resultados de Ramal, según la Fig (3.29). El diagrama esquemático Fig. (3.27) muestra los resultados en imagen 3D.

Ejemplo de cálculo de porcentaje de error en la medición de caudales:

Datos:

Según el cuadro 4.1 tenemos en el ramal 39-37, ítem 1: Caudal medido en mina: 14.782m³/s ó 31321.28cfm y 14.780m³/s ó 31317.04 cfm caudal calculado en simulación VNET

Solución:

Porcentaje de error 0.01%, de manera análoga para los demás cuadros en medición de caudales.

4.3.5 Balance de caudales en las etapas pre-profundización, provisional y post-profundización: (ver cuadro 7, 8 y 9 en Excel)

Cálculo de caudales

El Balance de caudales consiste en hallar la cobertura del sistema de ventilación, ésta se efectúa antes, durante y después de la excavación de la chimenea. Para lo cual es necesario calcular los requerimientos de caudal para hombres y maquinas, tomando en cuenta siempre los caudales necesarios para los mismos (6m³/min.-hombre y 3m³/min.-H.P.).

Se debe tomar en cuenta la siguiente Tabla:

TABLA	COBERTURA
EXCELENTE	> A 100%
BUENO	100%
REGULAR	DE 90% A 100%
DEFICIENTE	< A 89%
TABLA 4.1 CLASIFICACIÓN DE LA COBERTURA	

- **Ejemplo de Cálculo de requerimientos para remoción de gases por explosiones:**

Datos:

Según el cuadro 8, etapa pre-profundización

-Kg de explosivos: 578kg

-Tiempo para remoción de gases para explosivos: 60min

Solución:

Por la Ec. (3.68) el caudal necesario es: 4816.67m³/min. ó 170100.58cfm

OBSERVACIÓN: Se observa en todos los casos de que el caudal necesario para la remoción de contaminantes por explosivos es menor que la suma de caudales para personal y Hp requeridos, por lo tanto no se toma en consideración en los cálculos de requerimientos.

- o **Ejemplo de cálculo de requerimientos de caudal antes, durante y después de la profundización:**

En la etapa de pre-profundización: (véase cuadro Excel 8)

Datos:

Según cuadro 8, etapa preprofundización:

-Scoop Toro-4, tiene como HP en placa: 82, factor de corrección: 0.6.

-Hombres en Mariana y Marión: 45 y 39 respectivamente.

Solución:

Del reglamento de seguridad e higiene Minera tenemos que el caudal necesario para dicho Scoop Toro-4, tomando en cuenta el factor de corrección, es: 49.2hp.

Computando el total de HP. en todas las máquinas tenemos: 2112.6hp

Por lo tanto, hallamos el caudal necesario para el total de Hp. y total de hombres (requerimientos) en la etapa pre-profundización: 7394.1m³/min. y 504 m³/min. respectivamente.

Total general de requerimientos: $Q_{requerido} = Q_{maquinaria\ diesel} + Q_{hombres} = 7394.1 + 504 = 7898.1 \text{ m}^3/\text{min. ó } 278918.77 \text{ cfm.}$

Caudal Total que ingresa a la mina: $Q_{ingresa} = 138287.11 \text{ cfm.}$

Por lo tanto, en la etapa pre-profundización:

Cobertura General: $Q_{ingresa}/Q_{requerido} = 138287.11/278918.77 * 100\% = 49.58\%$, según la Tabla 4.1 la cobertura es deficiente.

OBSERVACION:

Hemos de notar la deficiente ventilación en la zona de Soledad y Michelle y el excesivo consumo de energía eléctrica, a pesar de trasladar un caudal de 33902cfm. La cobertura en Soledad y Michelle: 73.72%. Con caudal de 3983.49cfm y cobertura 51.29% en Ramal Techo Michelle y 29918.6cfm en Ramal Soledad con cobertura 78.27%, lo cual es insuficiente para paliar la excesiva contaminación. (Ver cuadro 1 en Excel de monitoreo de gases). Habiendo personal accidentado por inhalación de gases.

Al momento de efectuar los levantamiento de caudal, sucede que hay una aparente incongruencia entre los caudales de ingreso y salida, los cuales son de 138287.02cfm y 140667.15cfm respectivamente. Ésto se explica tomando en cuenta dos causas básicas:

a) Los compresores adicionan un caudal al circuito de la mina, las capacidad de caudal de cada compresora oscila entre 5000cfm y 10000cfm, a su vez, cada una de éstas

abastece con aire de 5 a 10 jackless o stoper. En la mina, hay 10 Compresores trabajando permanentemente.

b) Errores en la medición en la toma de caudales, debido al mal manejo de las herramientas de medición.

En las fases de mejora provisional y post profundización los caudales de ingreso son mayores al de salida, se explica básicamente por la fuga de caudales a través de las fisuras de las rocas o errores en la medición de los mismos.

En general siempre, siempre es posible encontrar aparentes desfases en las mediciones de los caudales en la entrada y salida. Las causas van desde los mencionados a incluso ligeros cambios en los trabajos de los ventiladores principales, incluso las explosiones ocasionan ondas que moviliza el aire mas de lo normal. Un cambio en la temperatura externa, tal que se aleja lo suficiente de la temperatura interna de la mina puede causar un incremento o disminución en los caudales a través del circuito de la mina.

En la Etapa de mejora provisional: (Véase cuadro 9)

Continuamos con el mismo razonamiento de la etapa pre-profundización:

Total general de requerimientos: $Q_{requerido} = Q_{maquinas} + Q_{hombres} = 267720.48 + 28816.76 = 296537.256 \text{ cfm}$

Total de caudal que ingresa a la mina: $Q_{ingresa} = 289036.42 \text{ cfm}$

Cobertura general: $Q_{ingresa} / Q_{requerido} = 289036.42 / 267720.48 * 100\% = 97.47\%$. Según la Tabla 4.1 es cobertura regular

OBSERVACIÓN: En general se aumenta la cobertura a 97.47%, en toda la mina, se logra una buena cobertura en Soledad de 98.7%, en Michelle de 109.18% pero a un costo muy alto de Energía. La cobertura total en ésta zona de Soledad y Michelle es de: 101.35%. Hay aún contaminación por CO, por no haber linea de salida de aire contaminado.

En la Etapa post-profundización: (Véase cuadro 7)

Seguimos con el mismo razonamiento pre-profundización. En la etapa post-profundización

Total general de requerimientos: $Q_{maquinas} + Q_{hombres} = 267720.48 + 28816.76 = 296537.25 \text{ cfm}$

Total de caudal que ingresa a la mina = $Q_{ingresa} = 297575.51 \text{ cfm}$

Cobertura: $Q_{ingresa} / Q_{requerido} = 297575.51 / 296537.25 * 100\% = 100.35\%$. Según la Tabla 4.1 es cobertura excelente.

OBSERVACION:

Nótese en el cuadro de Balance de Caudales el incremento de máquinas que ingresan a Soledad Y Michelle. Los gastos que genera la mejora provisional están considerados en el cálculo de diámetro óptimo. En el cálculo de reducción de gastos no

entra la etapa provisional. La reducción de gastos se encuentra comparando la etapa de pre y post-profundización.

4.3.6 Cálculo de Temperatura efectiva, Humedad relativa, Presión absoluta (de la mezcla aire-agua), densidad de aire húmedo, Resistencia por galería, abertura equivalente, comparación de caudales entre resultados de la simulación y levantamiento en interior mina con su respectivo porcentaje de error, antes, durante y después de la profundización. (Véase 4, 5 y 6 en Excel).

Para el presente cálculo se hará uso de un ejemplo ilustrativo, de la manera como se hizo los cálculos en el cuadro que se muestra.

Dado que los presentes resultados guardan relación con la simulación en el software VNET PC, nombraremos la segunda columna, (cuadro 4.1) con los nodos con que aparece en la simulación, además, los datos recogidos son las de las columnas séptima (altura sobre nivel del mar), novena (temperatura bulbo seco) y décima (temperatura bulbo húmedo). Los datos recogidos en mina, son:

- Altura (m), sobre el nivel del mar, luego transformados a pies.
- Temperatura de bulbo seco ($^{\circ}\text{C}$) y bulbo húmedo ($^{\circ}\text{C}$), nos permitirá encontrar la temperatura efectiva, según el nomograma de la Fig 3.22.
- K de Atkinson ($\text{lbf}\cdot\text{min}^2/\text{pie}^4$), de tablas, el cual es tomado a nivel del mar, para luego ser corregido de acuerdo a la altura en el cual se encuentra las chimeneas.
- Dimensiones de la galería y chimeneas: Longitud del mismo (metros), perímetro (metros), área (m^2) y diámetro (m).
- Velocidad del aire ($\text{m}/\text{min.}$). Ésta velocidad es, como se dijo anteriormente, medida en los puntos medios de cada ramal, y para el caso de chimeneas demás de 300m de longitud son medidas en la cima de las mismas, no es posible tomar mediciones medias debido a que en su extremo inferior se encuentra hermetizada.

Cálculo de Longitudes Equivalentes para las chimeneas:

Procedemos del siguiente modo: Para el Ramal 9-10, según el recuadro de la fig 3.4 hallamos r/d , reemplazamos: $8.4/2.1=4$, según La fig 3.4: $X=0.076$. Calculamos d_H , por la ecuación 3.15: $d_H=2.1\text{m}$. En la ecuación 3.14. nos da $\text{Leq}= 6.5\text{m}$. Análogamente para las demás chimeneas o ramales:

Ramal	$r(\text{m})$	$d(\text{m})$	r/d	X	$d_H (\text{m})$	$\text{Leq}(\text{m})$
40-35	7.77	2.1	3.7	0.086	2.1	7.3
41-15	8.19	2.1	3.9	0.081	2.1	6.9
53-54	7.77	2.1	3.7	0.086	2.1	7.3
33-42	7.77	2.1	3.7	0.086	2.1	7.3

67-70	7.98	2.1	3.9	0.083	2.1	7.1
76-77	7.77	2.1	3.7	0.086	2.1	7.3

Ejemplo de Cálculo de Presión Absoluta:

Éstas mediciones se hicieron con barómetro, a continuación veremos algunos valores:

-Etapa Preprofundización en "Hg : 16.92, 16.95, 16.27, 16.25, 16.47, 16.4, 16.21, 16.47, 16.96.

-Etapa Postprofundización en "Hg: 16.92, 16.95, 16.27, 16.25, 16.47, 16.24, 16.21, 16.47.

-Etapa Provisional en "Hg: 16.94, 16.94, 16.27, 16.27, 16.46, 16.20, 16.21, 16.49, 16.96, 16.97.

Ejemplo de Cálculo de la densidad de la mezcla aire-agua:

Datos:

-Td=15°C

-Tw=11°C, no se toma en cuenta para efectos de hallar la densidad del aire, se desprecia

-Altura: 4674msnm

Solución:

Por la Ec. (2.13) obtenemos la Presión de saturación a Td: $e_{sd} = 1.7$ KPas.

Por la Ec. (2.11) obtenemos el calor latente de evaporación: $L = 2476254$ J/kg

Por la Ec (2.12) obtenemos la Presión de saturación a Tw: $e_{sw} = 1.312$ KPa

Por la Ec (2.14) obtenemos el contenido de humedad al momento de saturación a temperatura de bulbo húmedo (Tw): $X_{sw} = 0.0146$ Kg. de vapor de agua saturado/kg. de aire seco

Por la Ec. (2.15) obtenemos el contenido de humedad insaturado: $X = 0.0130$ Kg. de vapor de agua insaturado/kg de aire seco

Por la Ec. (2.16) obtenemos la presión de vapor insaturado: $e = 1.166$ KPas

Por la Ec (2.7) Obtenemos la humedad relativa: $HR = 68.4\%$.

Por lo tanto, la densidad de aire, según la Ec. (2.10): $\rho_{húmedo} = 0.6911$ Kg. de aire /m³ ó 0.04231 lb. de aire /pie³, aquí no se toma en cuenta e (Kpa).

Ejemplo de corrección del K de Atkinson:

Encontrado la densidad de aire húmedo a la altura 4674msnm, podemos corregir el K de Atkinson. Tomamos un ejemplo:

Dato:

-Densidad de aire húmedo a 4674msnm: $\rho_{aire-a-4674m} = 0.04231$ lb. de aire/pie³.

-K de Atkinson al nivel del mar: 20×10^{-19} lbf*min²/pie⁴

-Densidad del aire húmedo a nivel del mar: $\rho_{aire} = 0.075$ lb/pie³.

Solución:

De la Ec. (3.7), hallamos el K corregido a 4674msnm: $K_{\text{corregido}} = 0.0021 \text{ kg/m}^3$ ó $11.28 \times 10^{-19} \text{ lbf} \cdot \text{min}^2 / \text{pie}^4$

Ejemplo del cálculo de la Resistencia y caída de presión por fricción:

Datos del Ramal 9-10:

- $K_{\text{corregido}} = 11.28 \times 10^{-19} \text{ lbf} \cdot \text{min}^2 / \text{pie}^4$ ó 0.0021 kg/m^3
- Perímetro = 21.62 pies ó 6.59m
- Longitud de chimenea: $L = 1035.1 \text{ pies}$ ó 315.49m
- Longitud equivalente: $L_e = 21.32 \text{ pies}$ ó 6.49m
- Área de la sección transversal: $A = 37.24 \text{ pies}^2$ ó 3.45 m^2
- Velocidad: 350.61m/min.

Solución:

De la Ec. (3.65) nos da el Caudal: $Q = 42716,7 \text{ cfm.}$ ó $20.21 \text{ m}^3/\text{s}$

De la Ecuaciones (3.10) y (3.11) nos da: $R = 5 \times 10^{-19} \text{ lbf} \cdot \text{min}^2 / \text{pie}^8$ ó $0.1085116 \text{ N s}^2 / \text{m}^8$ y $P = 44.1 \text{ Pas}$ ó $P = 0.1771 \text{ "CA}$

Ejemplo de Cálculo de Orificio equivalente:

Datos del Ramal 9-10:

- Caída de Presión: $P = 0.1771 \text{ "CA}$
- Caudal: $Q = 42822.5 \text{ cfm}$

Solución:

De la Ec (3.70) nos da el orificio de área: 3.63 m^2

Ejemplo de cálculo de Energía disipada por la fricción:

Datos de Ramal 9-10, etapa pre-profundización:

- Densidad de aire $\rho_{\text{aire}} = 0.6726 \text{ kg/m}^3$ ó $0.04151 \text{ lb. de aire /pie}^3$.
- Caída de Presión estática: $P = 43.95 \text{ Pas}$ ó 0.1766 "CA .

Solución:

De la Ec. (3.20), nos da la energía disipada por caída de presión por fricción: 65.35 J/kg

4.3.8 Cálculo de la resistencia equivalente del sistema antes, durante y después de la profundización (Véase cuadros 21, 22, 23 en Excel)

El presente cálculo se hace sumando las caídas de presión que hay entre nodo y nodo, comenzando desde una de las entradas del aire a la mina hasta la salida de la misma.

Ello se efectúa para antes, durante y después de la profundización.

Consideremos el caudal Total para cada caso: antes, durante y después de la profundización.

Por la Ecuación (3.70):

	Pre- profundización	Etapa Provisional	Post Profundización
$Aeq(m^2)$	8.16	9.44	10.09
$Req(Ns^2 / m^8)$	0.0212	0.0159	0.0139
FIG 4.10 ÁREAS Y RESISTENCIAS EQUIVALENTES EN DIFERENTES ETAPAS DE LA MINA ARCATA			

4.3.9 Características de los ventiladores en la etapa pre - profundización

En La Zona de Soledad y Michelle hay dos grupos de ventiladores auxiliares:

VAV-42,25-21-1750-II (35°)
VAV-42,25-21-1750-II(35°)
VAV-42,25-21-1750-II(35°)
VAV-42,25-21-1750-II(30°)
VAV-42,25-21-1750-II(30°)
FIG 4.11 VENTILADORES EN SOLEDAD Y MICHELLE, PRE PROFUNDIZACIÓN

Los cuatro primeros son de Ramal Techo Michelle, el último se encuentra en Ramal Soledad. Los ángulos señalados son de la etapa de mejora provisional.

Los ventiladores Empleados en Mina en al etapa post-profundización son:

Ramal	Caudal (cfm)	Caida de Presión (Pas)	Caida de Presión ("CA)	Ventilador	Tipo
55-58	19069	0.8	0.003	VAV-54-26.5-1750-I (15º)	VENT SEC
27-1	18963.9	21.9	0.088	VAV-54-26.5-1750-I (15º)	VENT SEC
24-25	16951	REGULADOR			
57-51	19069.92	42.3	0.17	VAV-54-26.5-1750-I (15º)	VENT SEC
53-54	7310	39.9	0.16	VAV-66-26.5-1150-II(25º)	VENT PRINC
56-63	23307	24.7	0.099	VAV-54-26.5-1750-I (15º)	VENT SEC
67-70	91111.8	520.8	2.09	VAV-66-26.5-1150-II(45º)	VENT PRINC
60-62	14832.16	21.1	0.085	VAV-54-26.5-1750-I (15º)	VENT SEC
28-44	16951	1.1	0.004	VAV-54-26.5-1750-I (15º)	VENT SEC
9-10	43437	90.5	0.363	VAV-66-26.5-1150-II(30º)	VENT PRINC
4-7	12713	REGULADOR			
FIG 4.12 VENTILADORES PRE-PROFUNDIZACION, EN UNIDAD MINERA ARCATA					

Ramal	Caudal(cfm)	Caida de Presión (pas)	Caida de Presión("CA)	Ventilador	Tipo
4-7	29664.32	2.8	0.011	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
55-58	33902	19.4	0.078	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
27-1	25426.6	32.2	0.129	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
24-25	33902	REGULADOR			
57-51	27545.44	39	0.157	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
53-54	76279	505.2	2.029	VAV-66-26,5-1150-II(40°)	VENT PRINC
56-63	33902	39	0.157	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
67-70	95349	705.7	2.834	VAV-60-26,5-1750-II (40°)	(EL TIGRE) VENT PRINC
60-62	25426.56	17.6	0.071	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
28-44	31783	REGULADOR			
76-77	46616	274.2	1.101	VAV-66-26,5-1150-II(30°)	VENT PRINC
9-10	69923	286.4	1.150	VAV-66-26,5-1150-II(40°)	VENT PRINC

FIG. 4.13 VENTILADORES POST PROFUNDIZACIÓN, EN UNIDAD ARCATA

Ramal	Caudal(cfm)	Caida de Presión (pas)	Caida de Presión("CA)	Ventilador	Tipo
4-7	36020.96	7.9	0.032	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
55-58	38139	17.3	0.069	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
27-1	37186	70.3	0.282	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
24-25	33902	REGULADOR			
57-51	36020.96	83.4	0.335	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
53-54	76279	512.7	2.059	VAV-66-26,5-1150-II(40°)	VENT PRINC
56-63	33902	51	0.205	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
67-70	141964.96	1350.8	5.425	VAV-60-26,5-1750-II (60°)	(EL TIGRE) VENT PRINC
60-62	36020.9	51.2	0.206	VAV-54-26,5-1750-I(20°)	VENT SEC
28-44	31783	REGULADOR			
9-10	69923	295.7	1.188	VAV-66-26,5-1150-II(40°)	VENT PRINC

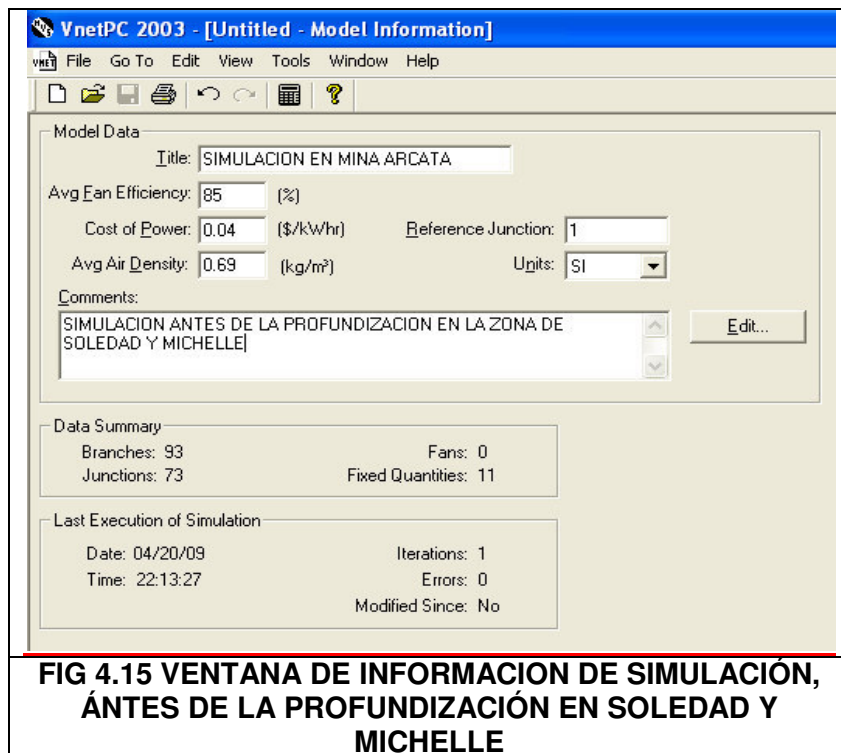
FIG 4.14 VENTILADORES EN ETAPA PROVISIONAL EN UNIDAD ARCATA

Hay ventiladores auxiliares en todas las labores de la mina, las cuales no están al alcance del presente trabajo. El aspecto principal es la optimización del sistema mediante la regulación de la capacidad de los ventiladores secundarios, principales y la construcción de la chimenea en la zona de Soledad y Michelle.

4.4 EJECUCIÓN DEL SOFTWARE VNETPC 2003

SIMULACIÓN ANTES DE LA PROFUNDIZACION DE LA CHIMENEA

- Ventana información de Simulación pre profundización



- Ventana introducción datos de ramal pre-profundización

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Input]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FQI	Type	Resistance (Ns²/m⁸)	Pressure Drop (Pa)	Quantity (m³/s)	Friction Factor (kg/m²)	Resistance per Length (R/1000m)	Length (m)	Equiv. Length (m)	Area (m²)	Perimeter (m)	Parallel Factor	Calculated Resistance (Ns²/m⁸)	Auto Length	Branch Code	Surface State	Symbol	Description
1	1	2		p/Q		0.2	8.95							1.00	0.00250	Disabled	Default	Neither	None	
2	2	3		p/Q		2.8	8.95							1.00	0.03496	Disabled	Default	Neither	None	
3	3	4		p/Q		0.2	8.95							1.00	0.00250	Disabled	Default	Neither	None	
4	6	4		p/Q		0.0	2.95							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
5	4	7		p/Q		0.2	6.00							1.00	0.00556	Disabled	Default	Neither	None	
6	7	8		p/Q		0.1	6.00							1.00	0.00278	Disabled	Default	Neither	None	
7	8	9		p/Q		1.1	6.00							1.00	0.03056	Disabled	Default	Neither	None	
8	9	10		k Facto				0.0021		315.5	6.5	3.46	6.59	1.00	0.10758	Disabled	Default	Neither	None	
9	12	9		p/Q		1.9	14.50							1.00	0.00904	Disabled	Default	Neither	None	
10	11	12		p/Q		0.1	5.56							1.00	0.00323	Disabled	Default	Neither	None	
11	5	11		p/Q		0.9	5.56							1.00	0.02911	Disabled	Default	Neither	None	
12	5	6		p/Q		0.1	5.56							1.00	0.00323	Disabled	Default	Neither	None	
13	13	14		p/Q		1.3	14.15							1.00	0.00649	Disabled	Default	Neither	None	
14	14	71		p/Q		0.5	3.61							1.00	0.03837	Disabled	Default	Neither	None	
15	71	72		p/Q		0.1	7.51							1.00	0.00177	Disabled	Default	Neither	None	
16	32	72		p/Q		1.7	7.51							1.00	0.03014	Disabled	Default	Neither	None	
17	33	32		p/Q		0.1	7.51							1.00	0.00177	Disabled	Default	Neither	None	
18	33	31		p/Q		0.1	5.15							1.00	0.00377	Disabled	Default	Neither	None	
19	31	30		p/Q		0.9	16.28							1.00	0.00340	Disabled	Default	Neither	None	
20	30	12		p/Q		3.8	8.94							1.00	0.04755	Disabled	Default	Neither	None	
21	34	31		p/Q		0.5	11.13							1.00	0.00404	Disabled	Default	Neither	None	
22	34	13		p/Q		0.7	14.15							1.00	0.00350	Disabled	Default	Neither	None	
23	36	34		p/Q		4.6	25.28							1.00	0.00720	Disabled	Default	Neither	None	
24	35	36		p/Q		0.4	12.56							1.00	0.00254	Disabled	Default	Neither	None	
25	37	36		p/Q		21.0	12.72							1.00	0.12979	Disabled	Default	Neither	None	
26	38	37		p/Q		12.6	14.63							1.00	0.05887	Disabled	Default	Neither	None	
27	39	37		p/Q		12.6	14.78							1.00	0.05768	Disabled	Default	Neither	None	
28	40	35		k Facto				0.0021		622.7	7.3	3.46	6.59	1.00	0.21048	Disabled	Default	Neither	None	
29	41	15		k Facto				0.0021		825.1	6.9	3.46	6.59	1.00	0.27797	Disabled	Default	Neither	None	
30	15	16		p/Q		0.1	8.63							1.00	0.00134	Disabled	Default	Neither	None	
31	15	17		p/Q		0.1	20.95							1.00	0.00023	Disabled	Default	Neither	None	
32	19	16		p/Q		0.8	11.24							1.00	0.00633	Disabled	Default	Neither	None	
33	18	19		p/Q		0.1	5.58							1.00	0.00321	Disabled	Default	Neither	None	
34	30	18		p/Q		1.5	5.58							1.00	0.04818	Disabled	Default	Neither	None	
35	20	19		p/Q		0.1	5.66							1.00	0.00312	Disabled	Default	Neither	None	
36	71	20		p/Q		0.4	11.13							1.00	0.00323	Disabled	Default	Neither	None	
37	20	28		p/Q		0.0	2.54							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
38	44	28		p/Q		0.0	16.54							1.00	0.00010	Disabled	Default	Neither	None	

For Help, press F1

Inicio Explorador VnetPC 2003 - ... Microsoft Excel... SEGUNDA SIM... SIMULA 2 - Mic... 10:52 p.m.

FIG 4.16 VENTANA ALIMENTACIÓN DE DATOS DE RAMAL PRE-PROFUNDIZACIÓN

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Input]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FQI	Type	Resistance (Ns/m ²)	Pressure Drop (Pa)	Quantity (m ³ /s)	Friction Factor (kg/m ²)	Resistance per Length (R/1000m)	Length (m)	Equiv. Length (m)	Area (m ²)	Perimeter (m)	Parallel Factor	Calculated Resistance (Ns/m ²)	Auto Length	Branch Code	Surface State	Symbol	Description
38	14	28		p/Q		0.9	10.54							1.00	0.00810	Disabled	Default	Neither	None	
39	20	21		p/Q		0.3	8.00							1.00	0.00469	Disabled	Default	Neither	None	
40	21	22		p/Q		0.4	8.00							1.00	0.00625	Disabled	Default	Neither	None	
41	22	23		p/Q		0.5	8.00							1.00	0.00781	Disabled	Default	Neither	None	
42	23	24		p/Q		0.4	8.00							1.00	0.00625	Disabled	Default	Neither	None	
43	24	25	Q	p/Q		0.5	8.00							1.00	0.00781	Disabled	Default	Neither	None	
44	27	25		p/Q		1.1	12.00							1.00	0.00764	Disabled	Default	Neither	None	
45	26	27		p/Q		1.0	20.95							1.00	0.00228	Disabled	Default	Neither	None	
46	27	1	Q	p/Q		3.9	8.95							1.00	0.04869	Disabled	Default	Neither	None	
47	25	29		p/Q		1.8	20.00							1.00	0.00450	Disabled	Default	Neither	None	
48	29	56		p/Q		13.4	20.00							1.00	0.03350	Disabled	Default	Neither	None	
49	56	57		p/Q		0.2	9.00							1.00	0.00247	Disabled	Default	Neither	None	
50	57	51	Q	p/Q		4.4	9.00							1.00	0.05432	Disabled	Default	Neither	None	
51	56	63	Q	p/Q		5.2	11.00							1.00	0.04298	Disabled	Default	Neither	None	
52	63	64		p/Q		0.3	11.00							1.00	0.00248	Disabled	Default	Neither	None	
53	64	65		p/Q		3.7	11.00							1.00	0.03058	Disabled	Default	Neither	None	
54	65	66		p/Q		0.3	11.00							1.00	0.00248	Disabled	Default	Neither	None	
55	66	67		p/Q		4.9	26.32							1.00	0.00707	Disabled	Default	Neither	None	
56	67	68		p/Q		6.9	16.68							1.00	0.02480	Disabled	Default	Neither	None	
57	68	69		p/Q		17.4	16.68							1.00	0.06254	Disabled	Default	Neither	None	
58	28	44	Q	p/Q		2.7	8.00							1.00	0.04219	Disabled	Default	Neither	None	
59	44	45		p/Q		0.2	8.75							1.00	0.00261	Disabled	Default	Neither	None	
60	44	46		p/Q		5.1	16.75							1.00	0.01818	Disabled	Default	Neither	None	
61	46	48		p/Q		0.9	7.75							1.00	0.01498	Disabled	Default	Neither	None	
62	46	55		p/Q		1.4	9.00							1.00	0.01728	Disabled	Default	Neither	None	
63	55	58	Q	p/Q		4.2	9.00							1.00	0.05185	Disabled	Default	Neither	None	
64	58	59		p/Q		1.8	9.00							1.00	0.02222	Disabled	Default	Neither	None	
65	48	59		p/Q		5.7	13.32							1.00	0.03213	Disabled	Default	Neither	None	
66	59	60		p/Q		0.1	7.00							1.00	0.00204	Disabled	Default	Neither	None	
67	60	62	Q	p/Q		1.5	7.00							1.00	0.03061	Disabled	Default	Neither	None	
68	61	62		p/Q		0.1	7.00							1.00	0.00204	Disabled	Default	Neither	None	
69	61	52		p/Q		1.9	7.00							1.00	0.03878	Disabled	Default	Neither	None	
70	49	52		p/Q		1.5	12.55							1.00	0.00952	Disabled	Default	Neither	None	
71	49	50		p/Q		0.1	5.56							1.00	0.00323	Disabled	Default	Neither	None	
72	50	47		p/Q		10.1	5.56							1.00	0.32672	Disabled	Default	Neither	None	
73	47	48		p/Q		0.1	5.56							1.00	0.00323	Disabled	Default	Neither	None	
74	51	52		p/Q		0.2	9.00							1.00	0.00247	Disabled	Default	Neither	None	
75	52	53		p/Q		0.0	3.46							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	

For Help, press F1

Inicio Explorador VnetPC 2003 - Microsoft Excel... SEGUNDA SIM... SIMULA 2 - Mic... 10:52 p.m.

FIG 4.16 VENTANA ALIMENTACIÓN DE DATOS DE RAMAL PE-PROFUNDIZACIÓN

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Input]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FQI	Type	Resistance (Ns/m ²)	Pressure Drop (Pa)	Quantity (m ³ /s)	Friction Factor (kg/m ²)	Resistance per Length (R/1000m)	Length (m)	Equiv. Length (m)	Area (m ²)	Perimeter (m)	Parallel Factor	Calculated Resistance (Ns/m ²)	Auto Length	Branch Code	Surface State	Symbol	Description
57	68	69		p/Q		17.4	16.68							1.00	0.06254	Disabled	Default	Neither	None	
58	28	44	Q	p/Q		2.7	8.00							1.00	0.04219	Disabled	Default	Neither	None	
59	44	45		p/Q		0.2	8.75							1.00	0.00261	Disabled	Default	Neither	None	
60	44	46		p/Q		5.1	16.75							1.00	0.01818	Disabled	Default	Neither	None	
61	46	48		p/Q		0.9	7.75							1.00	0.01498	Disabled	Default	Neither	None	
62	46	55		p/Q		1.4	9.00							1.00	0.01728	Disabled	Default	Neither	None	
63	55	58	Q	p/Q		4.2	9.00							1.00	0.05185	Disabled	Default	Neither	None	
64	58	59		p/Q		1.8	9.00							1.00	0.02222	Disabled	Default	Neither	None	
65	48	59		p/Q		5.7	13.32							1.00	0.03213	Disabled	Default	Neither	None	
66	59	60		p/Q		0.1	7.00							1.00	0.00204	Disabled	Default	Neither	None	
67	60	62	Q	p/Q		1.5	7.00							1.00	0.03061	Disabled	Default	Neither	None	
68	61	62		p/Q		0.1	7.00							1.00	0.00204	Disabled	Default	Neither	None	
69	61	52		p/Q		1.9	7.00							1.00	0.03878	Disabled	Default	Neither	None	
70	49	52		p/Q		1.5	12.55							1.00	0.00952	Disabled	Default	Neither	None	
71	49	50		p/Q		0.1	5.56							1.00	0.00323	Disabled	Default	Neither	None	
72	50	47		p/Q		10.1	5.56							1.00	0.32672	Disabled	Default	Neither	None	
73	47	48		p/Q		0.1	5.56							1.00	0.00323	Disabled	Default	Neither	None	
74	51	52		p/Q		0.2	9.00							1.00	0.00247	Disabled	Default	Neither	None	
75	52	53		p/Q		0.0	3.46							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
76	53	54	Q	k Facto				0.0021		720.7	7.3	3.46	6.59	1.00	0.24322	Disabled	Default	Neither	None	
77	43	45		p/Q		2.8	8.75							1.00	0.03657	Disabled	Default	Neither	None	
78	43	49		p/Q		1.3	6.99							1.00	0.02661	Disabled	Default	Neither	None	
79	30	43		p/Q		0.1	1.77							1.00	0.03192	Disabled	Default	Neither	None	
80	37	69		p/Q		26.1	16.68							1.00	0.09381	Disabled	Default	Neither	None	
81	6	16		p/Q		0.3	2.51							1.00	0.04762	Disabled	Default	Neither	None	
82	33	42		k Facto				0.0021		714.7	7.3	3.46	6.59	1.00	0.24122	Disabled	Default	Neither	None	
83	67	70	Q	k Facto				0.0021		733.9	7.1	3.46	6.59	1.00	0.24757	Disabled	Default	Neither	None	
84	17	26		p/Q		13.9	20.95							1.00	0.03167	Disabled	Default	Neither	None	
85	59	66		p/Q		3.8	15.32							1.00	0.01619	Disabled	Default	Neither	None	
86	73	39		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
87	73	38		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
88	73	40		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
89	73	41		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
90	73	42		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
91	10	73		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
92	54	73		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
93	70	73		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	

For Help, press F1

Inicio Explorador VnetPC 2003 - Microsoft Excel... SEGUNDA SIM... SIMULA 2 - Mic... 10:53 p.m.

FIG 4.16 VENTANA ALIMENTACIÓN DE DATOS DE RAMAL PRE-PROFUNDIZACIÓN

- Ventana de fijación de caudales pre profundización

VnetPC 2003 - [Untitled - Fixed Quantities]

Fixed Q No.	From	To	IR	Fixed Quantity (m³/s)	Booster Pressure (Pa)	Branch Resistance (Ns²/m⁸)	Regulator Resistance (Ns²/m⁸)	Total Resistance (Ns²/m⁸)	Orifice Area (m²)	Description
1	55	58		9.00	0.8	0.05185				
2	27	1		8.95	21.9	0.04869				
3	24	25		8.00		0.00781	0.23451	0.24232	2.06	
4	57	51		9.00	41.3	0.05432				
5	53	54		3.45	39.8	0.24322				
6	56	63		11.00	24.7	0.04298				
7	67	70		43.00	520.8	0.24757				
8	60	62		7.00	21.1	0.03061				
9	28	44		8.00	1.1	0.04219				
10	9	10		20.50	90.5	0.10758				
11	4	7		6.00		0.00556	0.04457	0.05013	4.72	

FIG 4.17 VENTANA FIJACIÓN DE CAUDALES PRE-PROFUNDIZACIÓN

- Ventana de resultados de Ramal pre-profundización:

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Results]

Branch No.	From	To	FBR	Total Resistance (Ns²/m⁸)	Quantity (m³/s)	Pressure Drop (Pa)	Air Power Loss (kW)	Operating Cost (\$/yr)	Description
1	1	2		0.00250	8.95	0.2	0.00	0	
2	2	3		0.03496	8.95	2.8	0.03	10	
3	3	4		0.00250	8.95	0.2	0.00	0	
4	6	4		0.00000	-2.95	0.0	0.00	0	
5	4	7	R	0.05013	6.00	1.8	0.01	4	
6	7	8		0.00278	6.00	0.1	0.00	0	
7	8	9		0.03056	6.00	1.1	0.01	3	
8	9	10	B	0.10758	20.50	45.2	0.93	382	
9	12	9		0.00904	14.50	1.9	0.03	11	
10	11	12		0.00323	5.57	0.1	0.00	0	
11	5	11		0.02911	5.57	0.9	0.01	2	
12	5	6		0.00323	-5.57	-0.1	0.00	0	
13	13	14		0.00649	14.02	1.3	0.02	8	
14	14	71		0.03837	3.54	0.5	0.00	1	
15	71	72		0.00177	-7.74	-0.1	0.00	0	
16	32	72		0.03014	7.74	1.8	0.01	6	
17	33	32		0.00177	7.74	0.1	0.00	0	
18	33	31		0.00377	4.91	0.1	0.00	0	
19	31	30		0.00340	16.18	0.9	0.01	6	
20	30	12		0.04755	8.93	3.8	0.03	14	
21	34	31		0.00404	11.27	0.5	0.01	2	
22	34	13		0.00350	14.02	0.7	0.01	4	
23	36	34		0.00720	25.29	4.6	0.12	48	
24	35	36		0.00254	12.57	0.4	0.00	0	
25	37	36		0.12979	12.73	21.0	0.27	110	
26	38	37		0.05887	14.63	12.6	0.18	76	
27	39	37		0.05768	14.78	12.6	0.19	77	
28	40	35		0.21048	12.57	33.2	0.42	172	
29	41	15		0.27797	12.31	42.1	0.52	214	
30	15	16		0.00134	-8.64	-0.1	0.00	0	
31	15	17		0.00023	20.95	0.1	0.00	0	
32	19	18		0.00633	11.26	0.8	0.01	4	
33	18	19		0.00321	5.50	0.1	0.00	0	
34	30	18		0.04818	5.50	1.5	0.01	3	
35	20	19		0.00312	5.76	0.1	0.00	0	
36	71	20		0.00323	11.28	0.4	0.00	0	
37	20	28		0.00000	-2.49	0.0	0.00	0	
38	14	28		0.00810	10.49	0.8	0.01	4	

FIG 4.18 VENTANA RESULTADOS PRE-PROFUNDIZACIÓN

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Results]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FBR	Total Resistance (Ns ² /m ⁸)	Quantity (m ² /s)	Pressure Drop (Pa)	Air Power Loss (kW)	Operating Cost (\$/yr)	Description
38	14	28		0.00810	10.49	0.9	0.01	4	
39	20	21		0.00469	8.00	0.3	0.00	0	
40	21	22		0.00625	8.00	0.4	0.00	0	
41	22	23		0.00781	8.00	0.5	0.00	2	
42	23	24		0.00625	8.00	0.4	0.00	0	
43	24	25	R	0.24232	8.00	15.5	0.12	51	
44	27	25		0.00764	12.00	1.1	0.01	5	
45	26	27		0.00228	20.95	1.0	0.02	9	
46	27	1	B	0.04869	8.95	3.9	0.03	14	
47	25	29		0.00450	20.00	1.8	0.04	15	
48	29	56		0.03350	20.00	13.4	0.27	110	
49	56	57		0.00247	9.00	0.2	0.00	0	
50	57	51	B	0.05432	9.00	4.4	0.04	16	
51	56	63	B	0.04298	11.00	5.2	0.06	24	
52	63	64		0.00248	11.00	0.3	0.00	0	
53	64	65		0.03058	11.00	3.7	0.04	17	
54	65	66		0.00248	11.00	0.3	0.00	0	
55	66	67		0.00707	26.31	4.9	0.13	53	
56	67	68		0.02480	-16.69	-6.9	0.12	47	
57	68	69		0.06254	-16.69	-17.4	0.29	120	
58	28	44	B	0.04219	8.00	2.7	0.02	9	
59	44	45		0.00261	-8.75	-0.2	0.00	0	
60	44	46		0.01818	16.75	5.1	0.09	35	
61	46	48		0.01498	7.75	0.9	0.01	3	
62	46	55		0.01728	9.00	1.4	0.01	5	
63	55	58	B	0.05185	9.00	4.2	0.04	16	
64	58	59		0.02222	9.00	1.8	0.02	7	
65	48	59		0.03213	13.31	5.7	0.08	31	
66	59	60		0.00204	7.00	0.1	0.00	0	
67	60	62	B	0.03061	7.00	1.5	0.01	4	
68	61	62		0.00204	-7.00	-0.1	0.00	0	
69	61	52		0.03878	7.00	1.9	0.01	5	
70	49	52		0.00952	-12.55	-1.5	0.02	8	
71	49	50		0.00323	5.56	0.1	0.00	0	
72	50	47		0.32672	5.56	10.1	0.06	23	
73	47	48		0.00323	5.56	0.1	0.00	0	
74	51	52		0.00247	9.00	0.2	0.00	0	
75	52	53		0.00000	3.45	0.0	0.00	0	

For Help, press F1

Inicio 3 Explorador ... VnetPC 2003

FIG 4.18 VENTANA RESULTADOS PRE-PROFUNDIZACIÓN

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Results]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FBR	Total Resistance (Ns ² /m ⁸)	Quantity (m ² /s)	Pressure Drop (Pa)	Air Power Loss (kW)	Operating Cost (\$/yr)	Description
57	68	69		0.06254	-16.69	-17.4	0.29	120	
58	28	44	B	0.04219	8.00	2.7	0.02	9	
59	44	45		0.00261	-8.75	-0.2	0.00	0	
60	44	46		0.01818	16.75	5.1	0.09	35	
61	46	48		0.01498	7.75	0.9	0.01	3	
62	46	55		0.01728	9.00	1.4	0.01	5	
63	55	58	B	0.05185	9.00	4.2	0.04	16	
64	58	59		0.02222	9.00	1.8	0.02	7	
65	48	59		0.03213	13.31	5.7	0.08	31	
66	59	60		0.00204	7.00	0.1	0.00	0	
67	60	62	B	0.03061	7.00	1.5	0.01	4	
68	61	62		0.00204	-7.00	-0.1	0.00	0	
69	61	52		0.03878	7.00	1.9	0.01	5	
70	49	52		0.00952	-12.55	-1.5	0.02	8	
71	49	50		0.00323	5.56	0.1	0.00	0	
72	50	47		0.32672	5.56	10.1	0.06	23	
73	47	48		0.00323	5.56	0.1	0.00	0	
74	51	52		0.00247	9.00	0.2	0.00	0	
75	52	53		0.00000	3.45	0.0	0.00	0	
76	53	54	B	0.24322	3.45	2.9	0.01	4	
77	43	45		0.03657	8.75	2.8	0.02	10	
78	43	49		0.02661	-6.99	-1.3	0.01	4	
79	30	43		0.03192	1.76	0.1	0.00	0	
80	37	69		0.09381	16.69	26.1	0.44	180	
81	6	16		0.04762	-2.62	-0.3	0.00	0	
82	33	42		0.24122	-12.65	-38.6	0.49	201	
83	67	70	B	0.24757	43.00	457.8	19.69	8115	
84	17	26		0.03167	20.95	13.9	0.29	120	
85	59	66		0.01619	15.31	3.8	0.06	24	
86	73	39		0.00000	14.78	0.0	0.00	0	
87	73	38		0.00000	14.63	0.0	0.00	0	
88	73	40		0.00000	12.57	0.0	0.00	0	
89	73	41		0.00000	12.31	0.0	0.00	0	
90	73	42		0.00000	12.65	0.0	0.00	0	
91	10	73		0.00000	20.50	0.0	0.00	0	
92	54	73		0.00000	3.45	0.0	0.00	0	
93	70	73		0.00000	43.00	0.0	0.00	0	

For Help, press F1

Inicio 3 Explorador ... VnetPC 2003

FIG 4.18 VENTANA DE RESULTADOS DE RAMAL PRE-PROFUNDIZACIÓN

- Ventana introducción de nodos pre profundización.

Junction No.	X Coordinate (m)	Y Coordinate (m)	Z Coordinate (m)	Group Number	Group Name	Branches Attached	Relative Pressure (Pa)
1	60.0	0.0	0.0	1	Default	2	0.0
2	60.0	7.0	0.0	1	Default	2	-0.2
3	110.0	-20.0	100.0	1	Default	2	-3.0
4	110.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-3.2
5	170.0	-20.0	100.0	1	Default	2	-3.3
6	170.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-3.2
7	70.0	-10.0	100.0	1	Default	2	-5.0
8	70.0	0.0	100.0	1	Default	2	-5.1
9	70.0	0.0	150.0	1	Default	3	-6.2
10	70.0	0.0	650.0	1	Default	2	39.1
11	170.0	-20.0	150.0	1	Default	2	-4.2
12	170.0	0.0	150.0	1	Default	3	-4.3
13	600.0	-15.0	150.0	1	Default	2	0.2
14	610.0	-13.0	120.0	1	Default	3	-1.1
15	612.0	0.0	100.0	1	Default	3	-3.0
16	612.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-2.9
17	612.0	-10.0	100.0	1	Default	2	-3.1
18	650.0	0.0	100.0	1	Default	2	-2.0
19	650.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-2.1
20	666.0	-10.0	100.0	1	Default	4	-2.0
21	675.0	15.0	70.0	1	Default	2	-2.3
22	620.0	12.0	50.0	1	Default	2	-2.7
23	680.0	15.0	55.0	1	Default	2	-3.2
24	620.0	8.0	30.0	1	Default	2	-3.6
25	690.0	0.0	0.0	1	Default	3	-19.1
26	612.0	10.0	0.0	1	Default	2	-17.0
27	612.0	0.0	0.0	1	Default	3	-18.0
28	700.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-2.0
29	710.0	0.0	0.0	1	Default	2	-20.9
30	650.0	0.0	150.0	1	Default	4	-0.5
31	630.0	-15.0	150.0	1	Default	3	0.4
32	690.0	-22.0	150.0	1	Default	2	0.3
33	680.0	-20.0	150.0	1	Default	3	0.4
34	610.0	-20.0	160.0	1	Default	3	0.9
35	610.0	-38.0	170.0	1	Default	2	5.9
36	590.0	-30.0	170.0	1	Default	3	5.5
37	80.0	-1525.0	250.0	1	Default	4	26.5
38	160.0	-1630.0	330.0	1	Default	2	39.1
39	-700.0	-1590.0	310.0	1	Default	2	39.1
40	610.0	-38.0	770.0	1	Default	2	39.1
41	612.0	0.0	790.0	1	Default	2	39.1
42	680.0	-20.0	750.0	1	Default	2	39.1
43	1300.0	0.0	150.0	1	Default	3	-0.6
44	1300.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-3.6
45	1300.0	0.0	100.0	1	Default	2	-3.4
46	1400.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-8.7
47	1500.0	-20.0	100.0	1	Default	2	-9.5
48	1500.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-9.6
49	1500.0	0.0	150.0	1	Default	3	0.7
50	1500.0	20.0	150.0	1	Default	2	0.6
51	1530.0	20.0	150.0	1	Default	2	2.4
52	1530.0	0.0	150.0	1	Default	4	2.2
53	1500.0	-20.0	150.0	1	Default	2	2.2
54	1500.0	-20.0	850.0	1	Default	2	39.1
55	1400.0	270.0	100.0	1	Default	2	-10.1
56	1500.0	0.0	0.0	1	Default	3	-34.3
57	1500.0	3.0	0.0	1	Default	2	-34.5
58	7400.0	270.0	100.0	1	Default	2	-13.5
59	7400.0	-10.0	100.0	1	Default	4	-15.3
60	7400.0	-20.0	100.0	1	Default	2	-15.4
61	7400.0	0.0	150.0	1	Default	2	4.1
62	7400.0	-20.0	150.0	1	Default	2	4.2
63	8100.0	0.0	0.0	1	Default	2	-14.8
64	8100.0	-20.0	0.0	1	Default	2	-15.1
65	8100.0	-20.0	100.0	1	Default	2	-18.8
66	8100.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-19.1
67	8900.0	-10.0	100.0	1	Default	3	-24.0
68	10000.0	-10.0	100.0	1	Default	2	-17.1
69	10000.0	-500.0	100.0	1	Default	2	0.3
70	8900.0	-10.0	800.0	1	Default	2	39.1
71	620.0	-12.0	112.0	1	Default	3	-1.6
72	690.0	-22.0	120.0	1	Default	2	-1.5
73	700.0	0.0	1700.0	1	Default	8	39.1

FIG 4.19 NODOS DEL CIRCUITO PRE-PROFUNDIZACIÓN

- Ventana Esquemáticos pre profundización

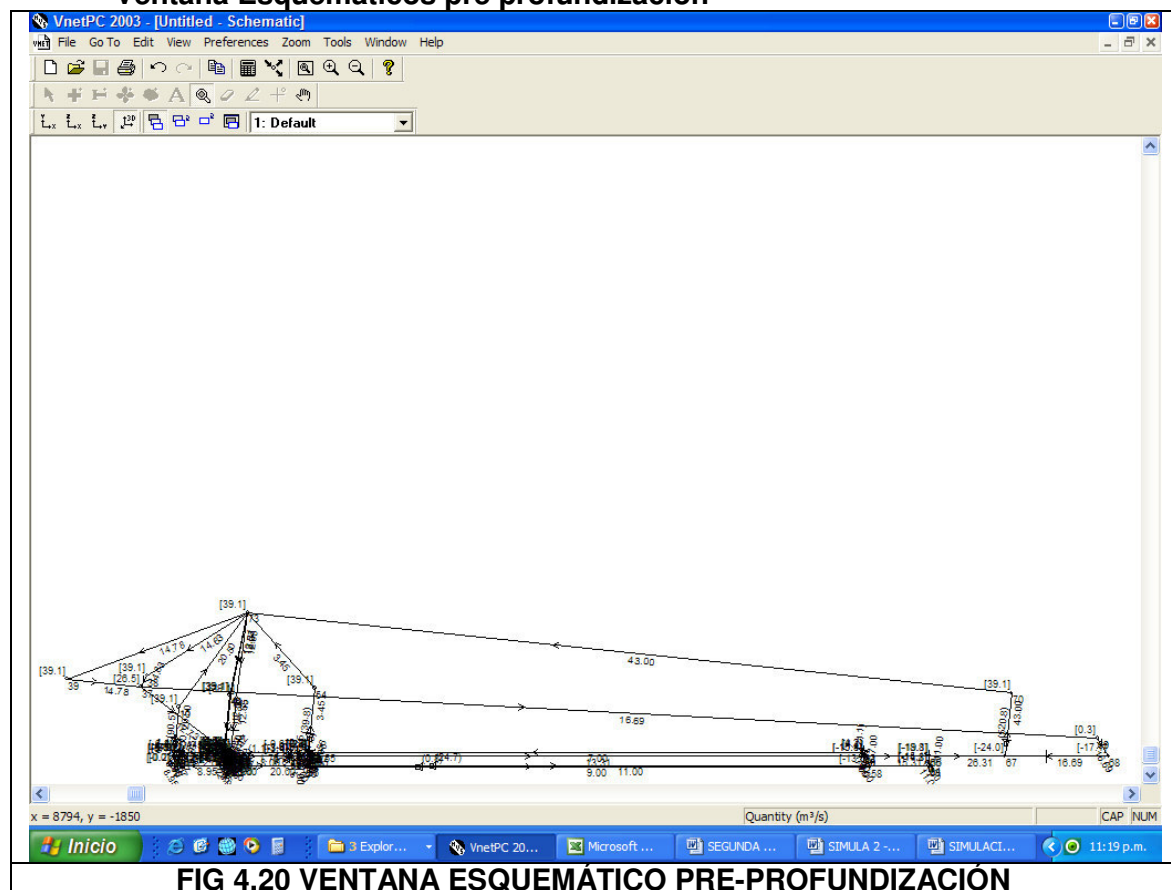
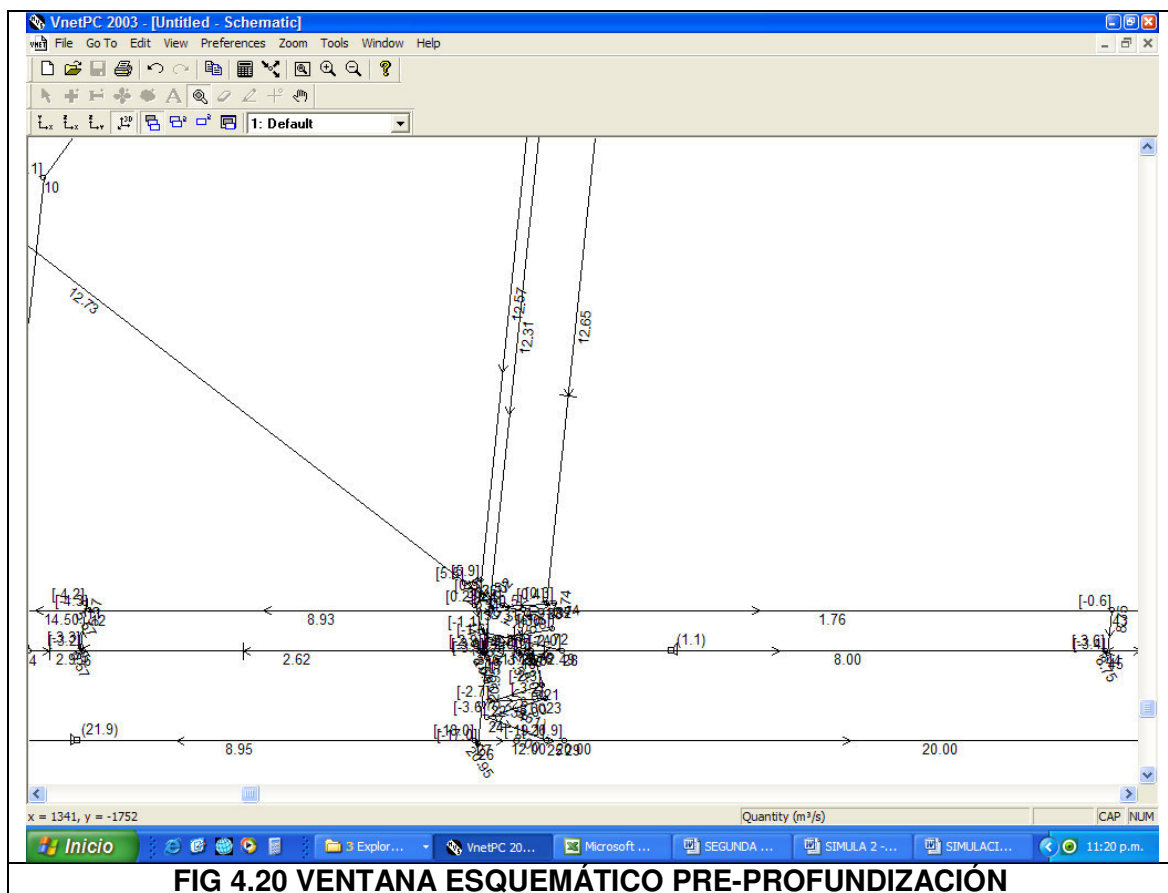
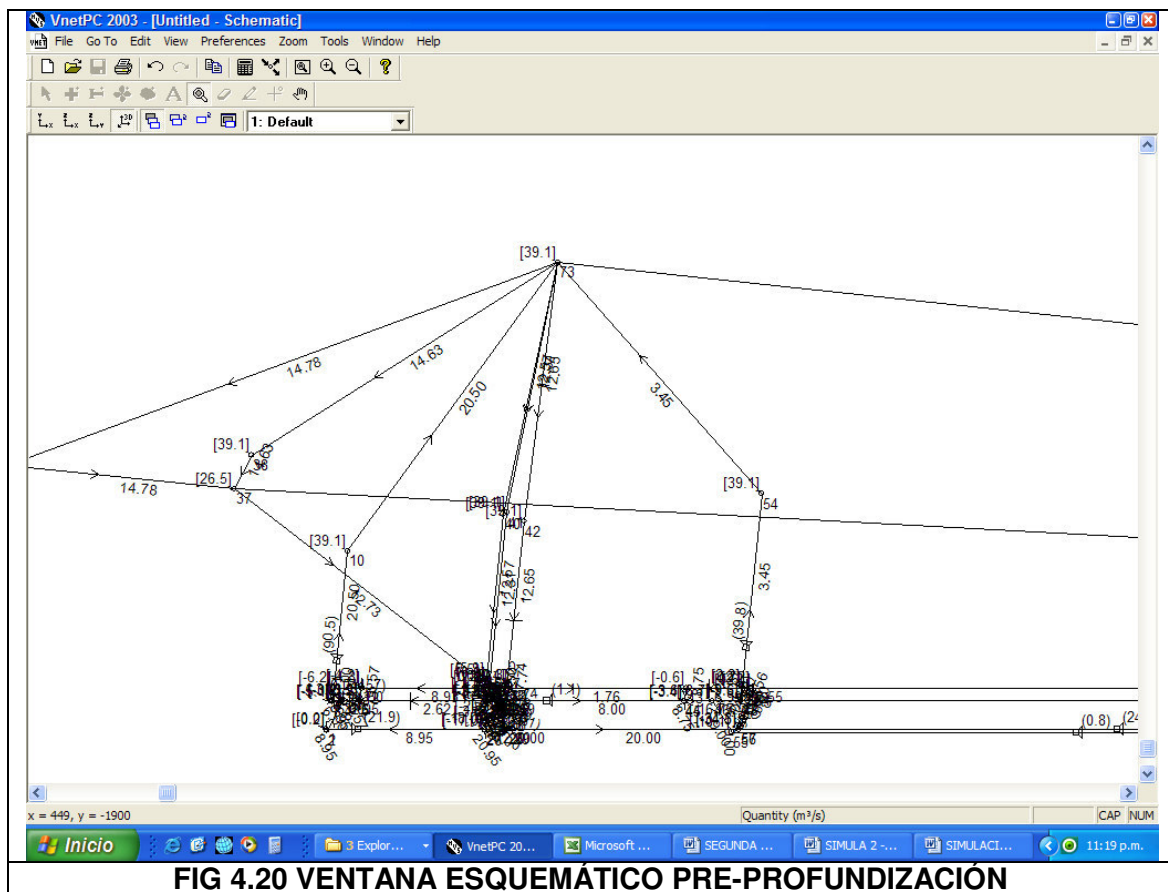
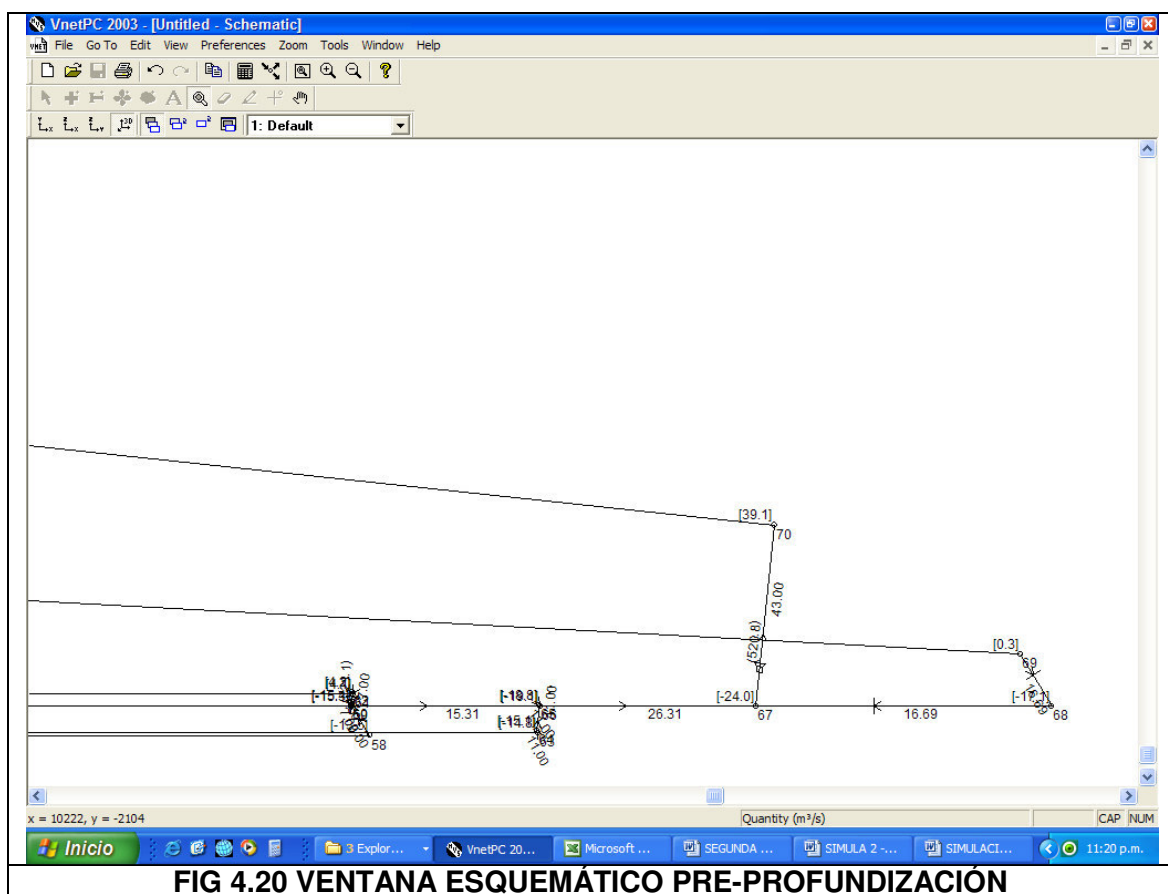
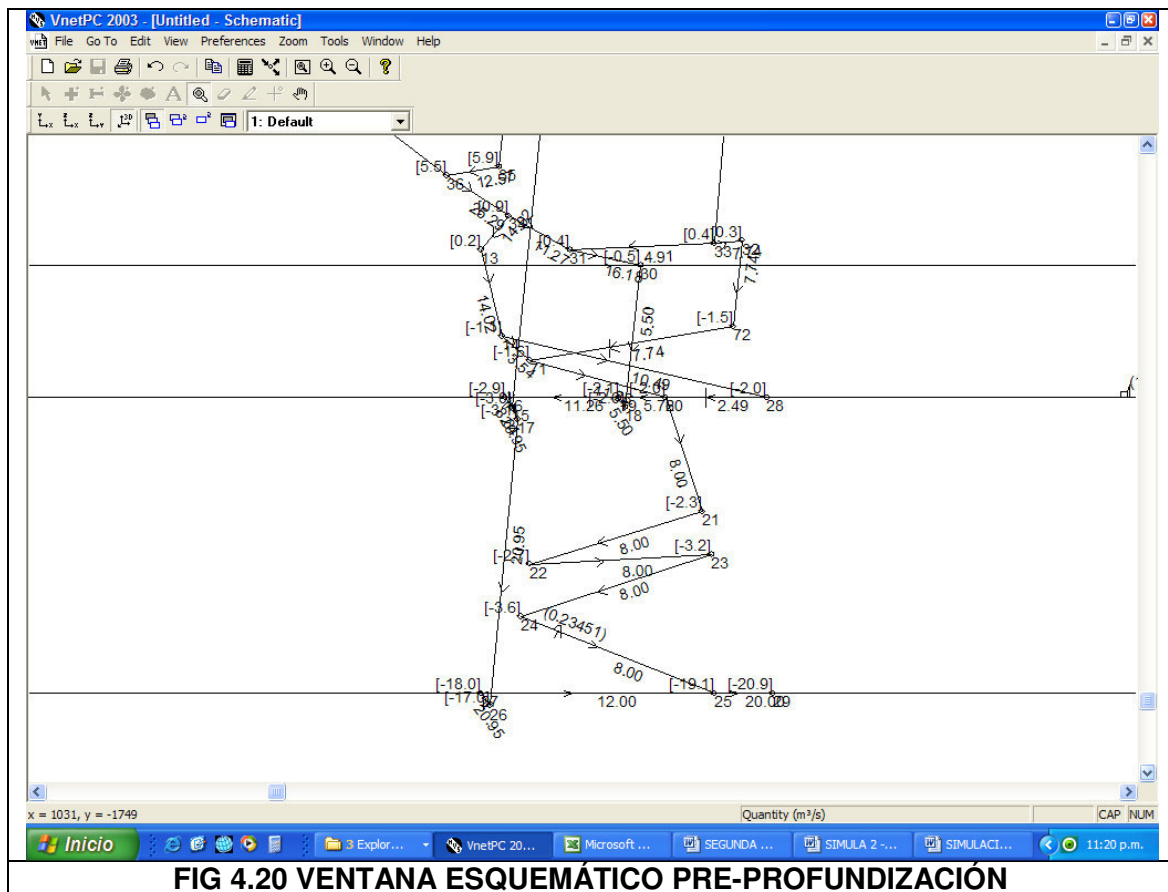
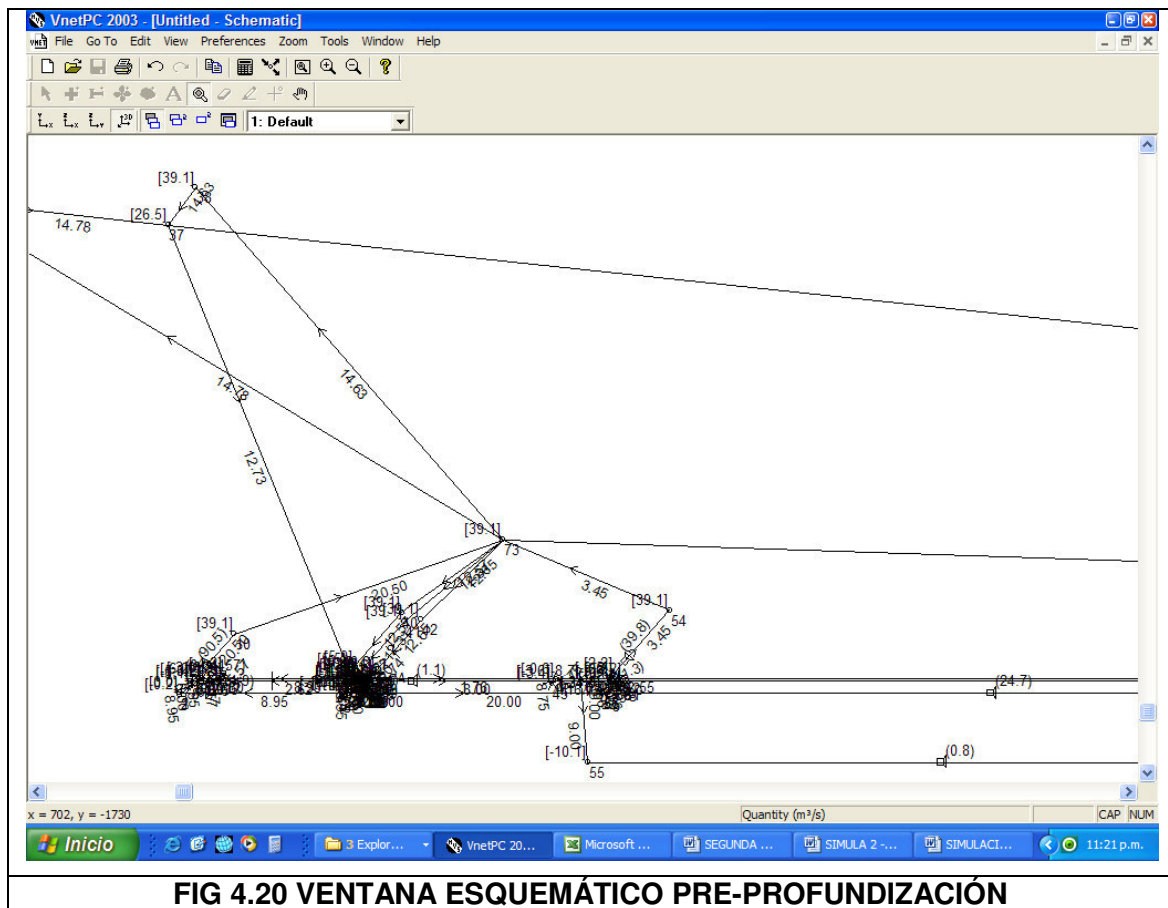


FIG 4.20 VENTANA ESQUEMÁTICO PRE-PROFUNDIZACIÓN







SIMULACIÓN EN LA ETAPA DE MEJORA PROVISIONAL

- Ventana de información de simulación:

Model Data

Title: SIMULACION PROVISIONAL

Avg Fan Efficiency: 85 (%)

Cost of Power: 0.04 (\$/kWh) Reference Junction: 1

Avg Air Density: 0.69 (kg/m³) Units: SI

Comments:
SIMULACION PROVISIONAL EN LA MINA ARCATA

Data Summary

Branches: 93 Fans: 0

Junctions: 73 Fixed Quantities: 11

Last Execution of Simulation

Date: 05/27/09 Iterations: 1

Time: 19:59:11 Errors: 0

Modified Since: No

FIG 4.21 VENTANA INFORMACIÓN DE RAMAL EN MEJORA PROVISIONAL

- Ventana de introducción de datos de ramal en la etapa de mejora provisional.

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Input]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FQI	Type	Resistance (Ns ² /m ⁸)	Pressure Drop (Pa)	Quantity (m ³ /s)	Friction Factor (kg/m ²)	Resistance per Length (R/1000m)	Length (m)	Equiv. Length (m)	Area (m ²)	Perimeter (m)	Parallel Factor	Calculated Resistance (Ns ² /m ⁸)	Auto Length	Branch Code	Surface State	Symbol	Description
1	1	2		p/Q		0.8	17.55							1.00	0.00260	Disabled	Default	Neither	None	
2	2	3		p/Q		10.6	17.55							1.00	0.03442	Disabled	Default	Neither	None	
3	3	4		p/Q		0.7	17.55							1.00	0.00227	Disabled	Default	Neither	None	
4	6	4		p/Q		0.0	0.55							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
5	4	7	Q	p/Q		1.8	17.00							1.00	0.00623	Disabled	Default	Neither	None	
6	7	8		p/Q		0.7	17.00							1.00	0.00242	Disabled	Default	Neither	None	
7	8	9		p/Q		8.8	17.00							1.00	0.03045	Disabled	Default	Neither	None	
8	9	10	Q	k Fact				0.0021		315.5	6.5	3.46	6.59	1.00	0.10758	Disabled	Default	Neither	None	
9	12	9		p/Q		2.3	16.00							1.00	0.00898	Disabled	Default	Neither	None	
10	11	12		p/Q		0.1	5.35							1.00	0.00349	Disabled	Default	Neither	None	
11	5	11		p/Q		0.9	5.35							1.00	0.03144	Disabled	Default	Neither	None	
12	5	6		p/Q		0.1	5.35							1.00	0.00349	Disabled	Default	Neither	None	
13	13	14		p/Q		4.4	26.33							1.00	0.00635	Disabled	Default	Neither	None	
14	14	71		p/Q		1.9	6.82							1.00	0.04085	Disabled	Default	Neither	None	
15	71	72		p/Q		0.4	13.10							1.00	0.00233	Disabled	Default	Neither	None	
16	32	72		p/Q		5.3	13.11							1.00	0.03084	Disabled	Default	Neither	None	
17	33	32		p/Q		0.4	13.11							1.00	0.00233	Disabled	Default	Neither	None	
18	33	31		p/Q		0.4	13.05							1.00	0.00235	Disabled	Default	Neither	None	
19	31	30		p/Q		5.3	39.23							1.00	0.00344	Disabled	Default	Neither	None	
20	30	12		p/Q		5.4	10.65							1.00	0.04761	Disabled	Default	Neither	None	
21	34	31		p/Q		2.8	26.19							1.00	0.00408	Disabled	Default	Neither	None	
22	34	13		p/Q		2.3	26.33							1.00	0.00332	Disabled	Default	Neither	None	
23	36	34		p/Q		19.9	52.52							1.00	0.00721	Disabled	Default	Neither	None	
24	35	36		p/Q		1.7	25.88							1.00	0.00254	Disabled	Default	Neither	None	
25	37	36		p/Q		92.0	26.64							1.00	0.12963	Disabled	Default	Neither	None	
26	38	37		p/Q		50.7	29.30							1.00	0.05906	Disabled	Default	Neither	None	
27	39	37		p/Q		50.6	29.61							1.00	0.05771	Disabled	Default	Neither	None	
28	40	35	k	Fact				0.0021		622.7	7.3	3.46	6.59	1.00	0.21048	Disabled	Default	Neither	None	
29	41	15	k	Fact				0.0021		825.1	6.9	3.46	6.59	1.00	0.27797	Disabled	Default	Neither	None	
30	15	16		p/Q		0.1	9.50							1.00	0.00111	Disabled	Default	Neither	None	
31	15	17		p/Q		3.1	34.55							1.00	0.00260	Disabled	Default	Neither	None	
32	19	16		p/Q		1.4	14.30							1.00	0.00685	Disabled	Default	Neither	None	
33	18	19		p/Q		0.1	6.35							1.00	0.00248	Disabled	Default	Neither	None	
34	30	18		p/Q		2.0	6.35							1.00	0.04960	Disabled	Default	Neither	None	
35	20	19		p/Q		0.2	7.94							1.00	0.00317	Disabled	Default	Neither	None	
36	71	20		p/Q		1.4	19.93							1.00	0.00352	Disabled	Default	Neither	None	
37	20	28		p/Q		0.1	4.01							1.00	0.00622	Disabled	Default	Neither	None	
38	14	28		p/Q		3.2	19.51							1.00	0.00841	Disabled	Default	Neither	None	

For Help, press F1

Inicio todo aquello so... VnetPC 2003 - ... SEGUNDA SIM... SIMULA 2 - Mic... Microsoft Excel ... 02:47 p.m.

FIG 4.22 VENTANA DE ALIMENTACIÓN DE RAMAL ETAPA PROVISIONAL

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Input]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FQI	Type	Resistance (Ns ² /m ⁸)	Pressure Drop (Pa)	Quantity (m ³ /s)	Friction Factor (kg/m ²)	Resistance per Length (R/1000m)	Length (m)	Equiv. Length (m)	Area (m ²)	Perimeter (m)	Parallel Factor	Calculated Resistance (Ns ² /m ⁸)	Auto Length	Branch Code	Surface State	Symbol	Description
38	14	28		p/Q		3.2	19.51							1.00	0.00841	Disabled	Default	Neither	None	
39	20	21		p/Q		1.4	16.00							1.00	0.00547	Disabled	Default	Neither	None	
40	21	22		p/Q		1.7	16.00							1.00	0.00664	Disabled	Default	Neither	None	
41	22	23		p/Q		1.8	16.00							1.00	0.00703	Disabled	Default	Neither	None	
42	23	24		p/Q		1.7	16.00							1.00	0.00664	Disabled	Default	Neither	None	
43	24	25	Q	p/Q		1.9	16.00							1.00	0.00742	Disabled	Default	Neither	None	
44	27	25		p/Q		2.2	17.00							1.00	0.00761	Disabled	Default	Neither	None	
45	26	27		p/Q		2.8	34.55							1.00	0.00235	Disabled	Default	Neither	None	
46	27	1	Q	p/Q		15.2	17.55							1.00	0.04935	Disabled	Default	Neither	None	
47	25	29		p/Q		5.0	33.00							1.00	0.00459	Disabled	Default	Neither	None	
48	29	56		p/Q		36.4	33.00							1.00	0.03343	Disabled	Default	Neither	None	
49	56	57		p/Q		0.7	17.00							1.00	0.00242	Disabled	Default	Neither	None	
50	57	51	Q	p/Q		15.6	17.00							1.00	0.05398	Disabled	Default	Neither	None	
51	56	63	Q	p/Q		11.1	16.00							1.00	0.04336	Disabled	Default	Neither	None	
52	63	64		p/Q		0.5	16.00							1.00	0.00195	Disabled	Default	Neither	None	
53	64	65		p/Q		7.9	16.00							1.00	0.03086	Disabled	Default	Neither	None	
54	65	66		p/Q		0.7	16.00							1.00	0.00273	Disabled	Default	Neither	None	
55	66	67		p/Q		8.5	34.73							1.00	0.00705	Disabled	Default	Neither	None	
56	67	68		p/Q		25.7	32.27							1.00	0.02468	Disabled	Default	Neither	None	
57	68	69		p/Q		65.2	32.27							1.00	0.06261	Disabled	Default	Neither	None	
58	28	44	Q	p/Q		10.1	15.50							1.00	0.04204	Disabled	Default	Neither	None	
59	44	45		p/Q		0.3	12.69							1.00	0.00186	Disabled	Default	Neither	None	
60	44	46		p/Q		14.3	28.19							1.00	0.01799	Disabled	Default	Neither	None	
61	46	48		p/Q		1.6	10.19							1.00	0.01541	Disabled	Default	Neither	None	
62	46	55		p/Q		5.4	18.00							1.00	0.01667	Disabled	Default	Neither	None	
63	55	58	Q	p/Q		16.7	18.00							1.00	0.05154	Disabled	Default	Neither	None	
64	58	59		p/Q		7.1	18.00							1.00	0.02191	Disabled	Default	Neither	None	
65	48	59		p/Q		10.3	17.93							1.00	0.03204	Disabled	Default	Neither	None	
66	59	60		p/Q		0.5	17.20							1.00	0.00169	Disabled	Default	Neither	None	
67	60	62	Q	p/Q		8.8	17.20							1.00	0.02975	Disabled	Default	Neither	None	
68	61	62		p/Q		0.5	17.20							1.00	0.00169	Disabled	Default	Neither	None	
69	61	52		p/Q		11.4	17.20							1.00	0.03853	Disabled	Default	Neither	None	
70	49	52		p/Q		0.0	18.00							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
71	49	50		p/Q		0.1	7.73							1.00	0.00167	Disabled	Default	Neither	None	
72	50	47		p/Q		19.5	7.73							1.00	0.32634	Disabled	Default	Neither	None	
73	47	48		p/Q		0.1	7.73							1.00	0.00167	Disabled	Default	Neither	None	
74	51	52		p/Q		0.6	17.00							1.00	0.00208	Disabled	Default	Neither	None	
75	52	53		p/Q		2.2	36.00							1.00	0.00170	Disabled	Default	Neither	None	

For Help, press F1

Inicio todo aquello so... VnetPC 2003 - ... SEGUNDA SIM... SIMULA 2 - Mic... Microsoft Excel ... 02:47 p.m.

FIG 4.22 VENTANA DE ALIMENTACIÓN DE RAMAL ETAPA PROVISIONAL

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Input]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FQI	Type	Resistance (Ns ² /m ⁸)	Pressure Drop (Pa)	Quantity (m ³ /s)	Friction Factor (kg/m ²)	Resistance per Length (R/1000m)	Length (m)	Equiv. Length (m)	Area (m ²)	Perimeter (m)	Parallel Factor	Calculated Resistance (Ns ² /m ⁸)	Auto Length	Branch Code	Surface State	Symbol	Description
57	68	69		p/Q		65.2	32.27							1.00	0.06261	Disabled	Default	Neither	None	
58	28	44	Q	p/Q		10.1	15.50							1.00	0.04204	Disabled	Default	Neither	None	
59	44	45		p/Q		0.3	12.69							1.00	0.00186	Disabled	Default	Neither	None	
60	44	46		p/Q		14.3	28.19							1.00	0.01799	Disabled	Default	Neither	None	
61	46	48		p/Q		1.6	10.19							1.00	0.01541	Disabled	Default	Neither	None	
62	46	55		p/Q		5.4	18.00							1.00	0.01667	Disabled	Default	Neither	None	
63	55	58	Q	p/Q		16.7	18.00							1.00	0.05154	Disabled	Default	Neither	None	
64	58	59		p/Q		7.1	18.00							1.00	0.02191	Disabled	Default	Neither	None	
65	48	59		p/Q		10.3	17.93							1.00	0.03204	Disabled	Default	Neither	None	
66	59	60		p/Q		0.5	17.20							1.00	0.00169	Disabled	Default	Neither	None	
67	60	62	Q	p/Q		8.8	17.20							1.00	0.02975	Disabled	Default	Neither	None	
68	61	62		p/Q		0.5	17.20							1.00	0.00169	Disabled	Default	Neither	None	
69	61	52		p/Q		11.4	17.20							1.00	0.03853	Disabled	Default	Neither	None	
70	49	52		p/Q		0.0	18.00							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
71	49	50		p/Q		0.1	7.73							1.00	0.00167	Disabled	Default	Neither	None	
72	50	47		p/Q		19.5	7.73							1.00	0.32634	Disabled	Default	Neither	None	
73	47	48		p/Q		0.1	7.73							1.00	0.00167	Disabled	Default	Neither	None	
74	51	52		p/Q		0.6	17.00							1.00	0.00208	Disabled	Default	Neither	None	
75	52	53		p/Q		2.2	36.00							1.00	0.00170	Disabled	Default	Neither	None	
76	53	54	Q	k Fact				0.0021		720.7	7.3	3.46	6.59	1.00	0.24322	Disabled	Default	Neither	None	
77	43	45		p/Q		5.9	12.69							1.00	0.03664	Disabled	Default	Neither	None	
78	43	49		p/Q		2.4	9.53							1.00	0.02643	Disabled	Default	Neither	None	
79	30	43		p/Q		22.1	22.23							1.00	0.04472	Disabled	Default	Neither	None	
80	37	69		p/Q		97.8	32.27							1.00	0.09392	Disabled	Default	Neither	None	
81	6	16		p/Q		1.0	4.80							1.00	0.04340	Disabled	Default	Neither	None	
82	33	42		k Fact				0.0021		714.7	7.3	3.46	6.59	1.00	0.24122	Disabled	Default	Neither	None	
83	67	70	Q	k Fact				0.0021		733.9	7.1	3.46	6.59	1.00	0.24757	Disabled	Default	Neither	None	
84	17	26		p/Q		37.9	34.55							1.00	0.03175	Disabled	Default	Neither	None	
85	59	66		p/Q		5.7	18.73							1.00	0.01625	Disabled	Default	Neither	None	
86	73	39		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
87	73	38		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
88	73	40		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
89	73	41		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
90	73	42		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
91	10	73		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
92	54	73		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
93	70	73		R	0.00000									1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	

For Help, press F1

Inicio todo aquello so... VnetPC 2003 - ... SEGUNDA SIM... SIMULA 2 - Mic... Microsoft Excel ... 02:48 p.m.

FIG 4.22 VENTANA DE ALIMENTACIÓN DE RAMAL ETAPA PROVISIONAL

- Ventana de Fijación de Caudales etapa de Mejora Provisional:

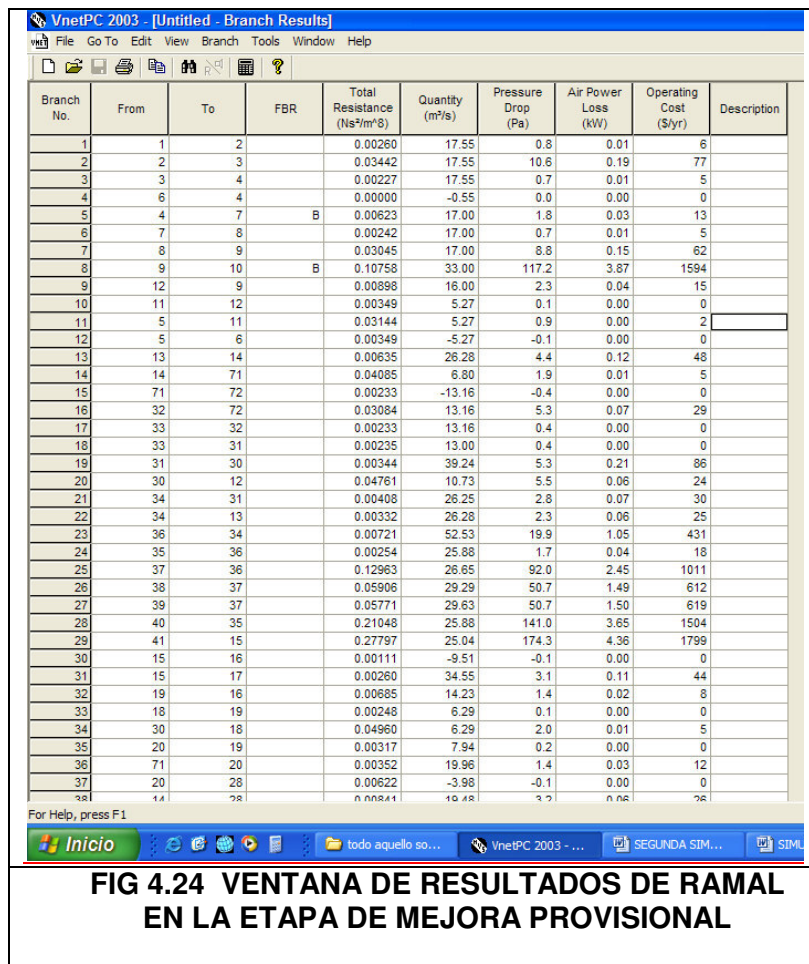
VnetPC 2003 - [Untitled - Fixed Quantities]

File Go To Edit View Fixed Q Tools Window Help

Fixed Q No.	From	To	IR	Fixed Quantity (m ³ /s)	Booster Pressure (Pa)	Branch Resistance (Ns ² /m ⁸)	Regulator Resistance (Ns ² /m ⁸)	Total Resistance (Ns ² /m ⁸)	Orifice Area (m ²)	Description
1	55	58		18.00	17.3	0.05154				
2	27	1		17.55	70.2	0.04935				
3	24	25		16.00		0.00742	0.15311	0.16053	2.55	
4	57	51		17.00	83.4	0.05398				
5	53	54		36.00	512.7	0.24322				
6	56	63		16.00	51.0	0.04336				
7	67	70		67.00	1350.8	0.24757				
8	60	62		17.20	51.2	0.02975				
9	28	44		15.50		0.04204	0.06838	0.11042	3.81	
10	9	10		33.00	295.7	0.10758				
11	4	7		17.00	7.9	0.00623				

FIG 4.23 VENTANA DE FIJACIÓN DE CAUDALES

- Ventana de Resultados de Ramal en la Etapa de Mejora Provisional



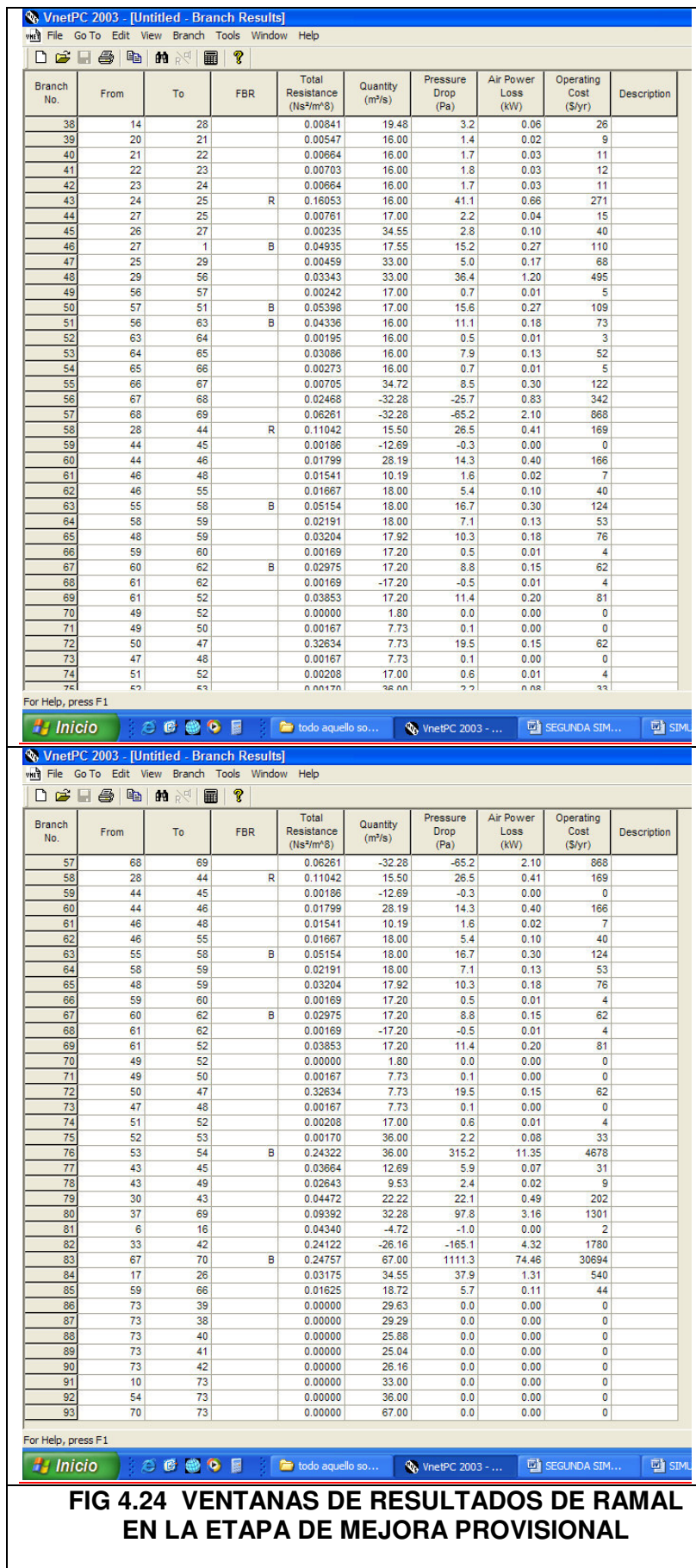


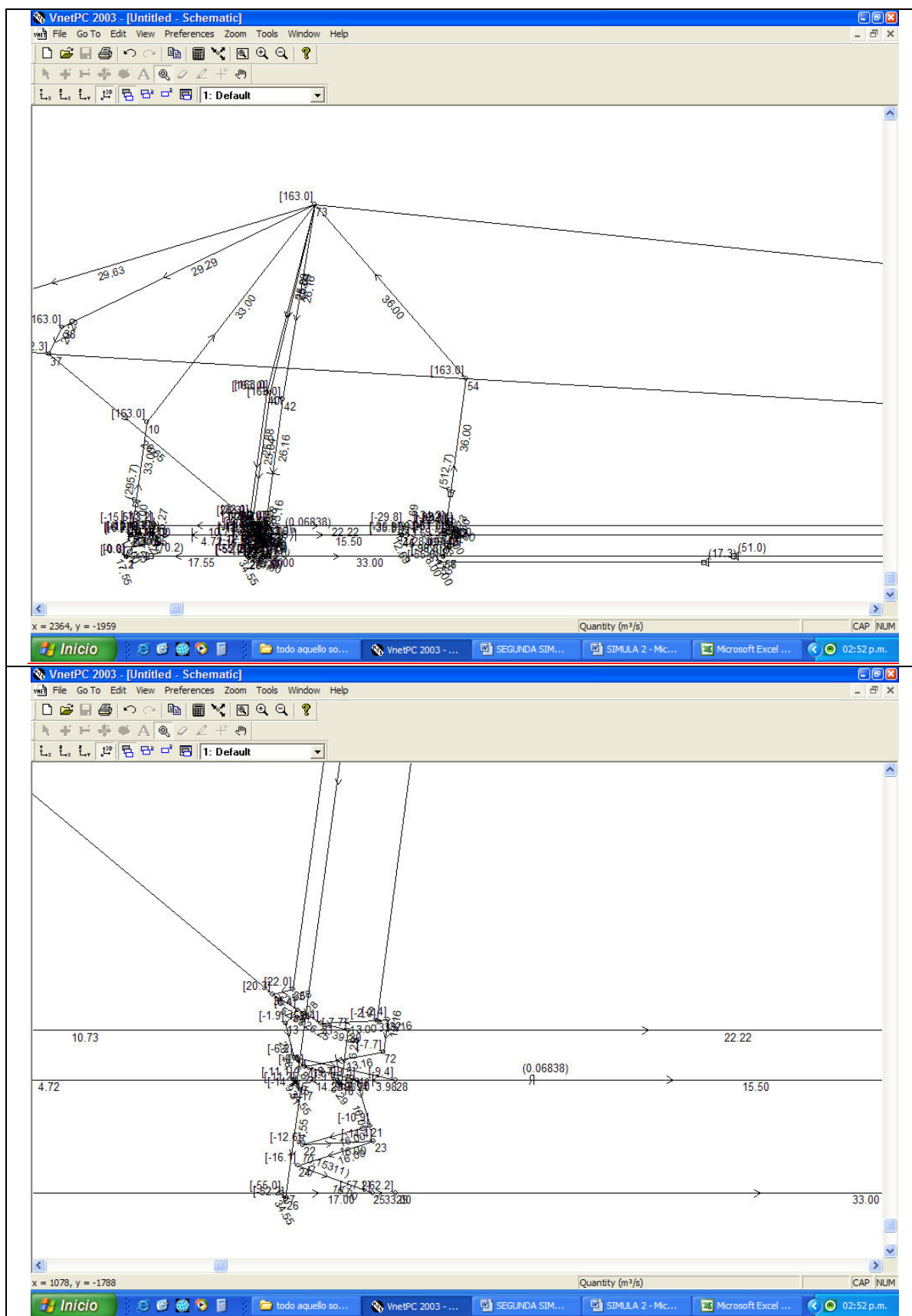
FIG 4.24 VENTANAS DE RESULTADOS DE RAMAL EN LA ETAPA DE MEJORA PROVISIONAL

- **Ventana de Nodos en Etapa Provisional**

FIG 4.25 VENTANAS DE NODOS EN ETAPA PROVISIONAL

- **Diagrama Esquemático en la etapa de Mejora Provisional**





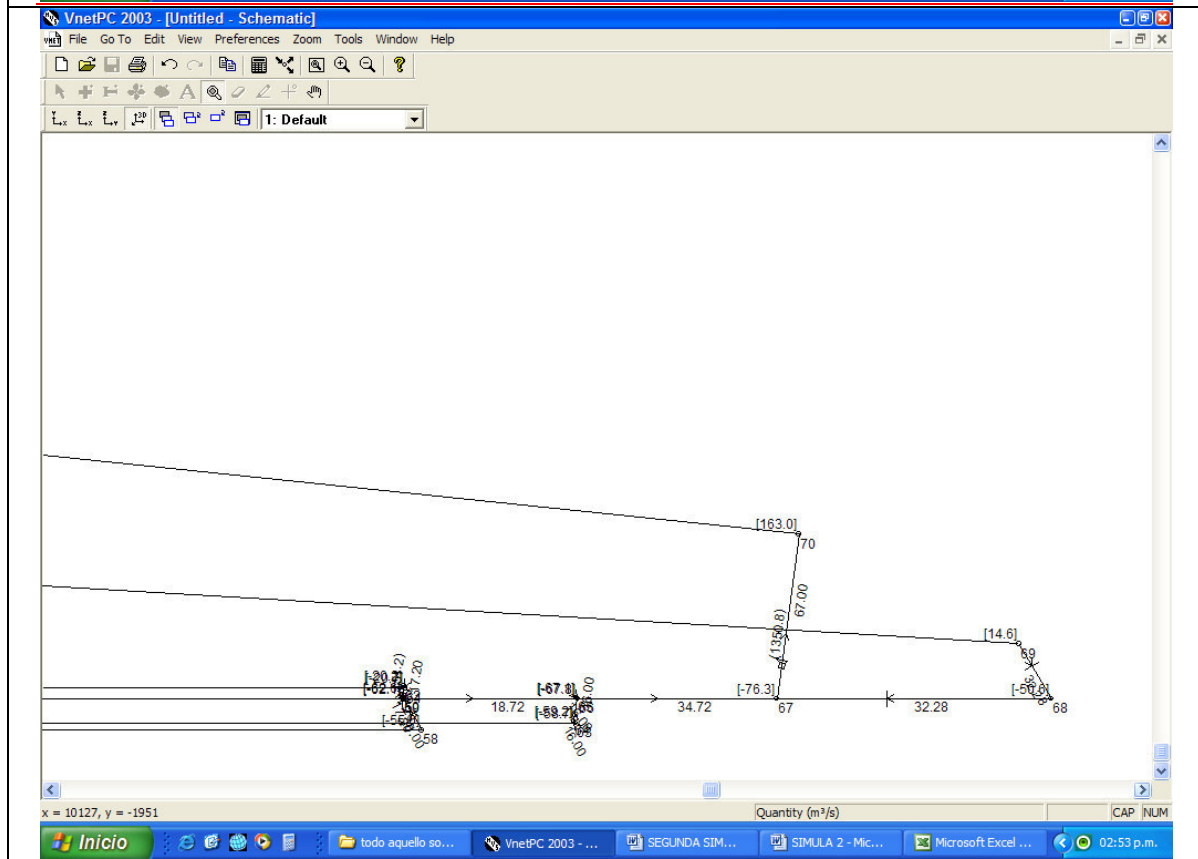
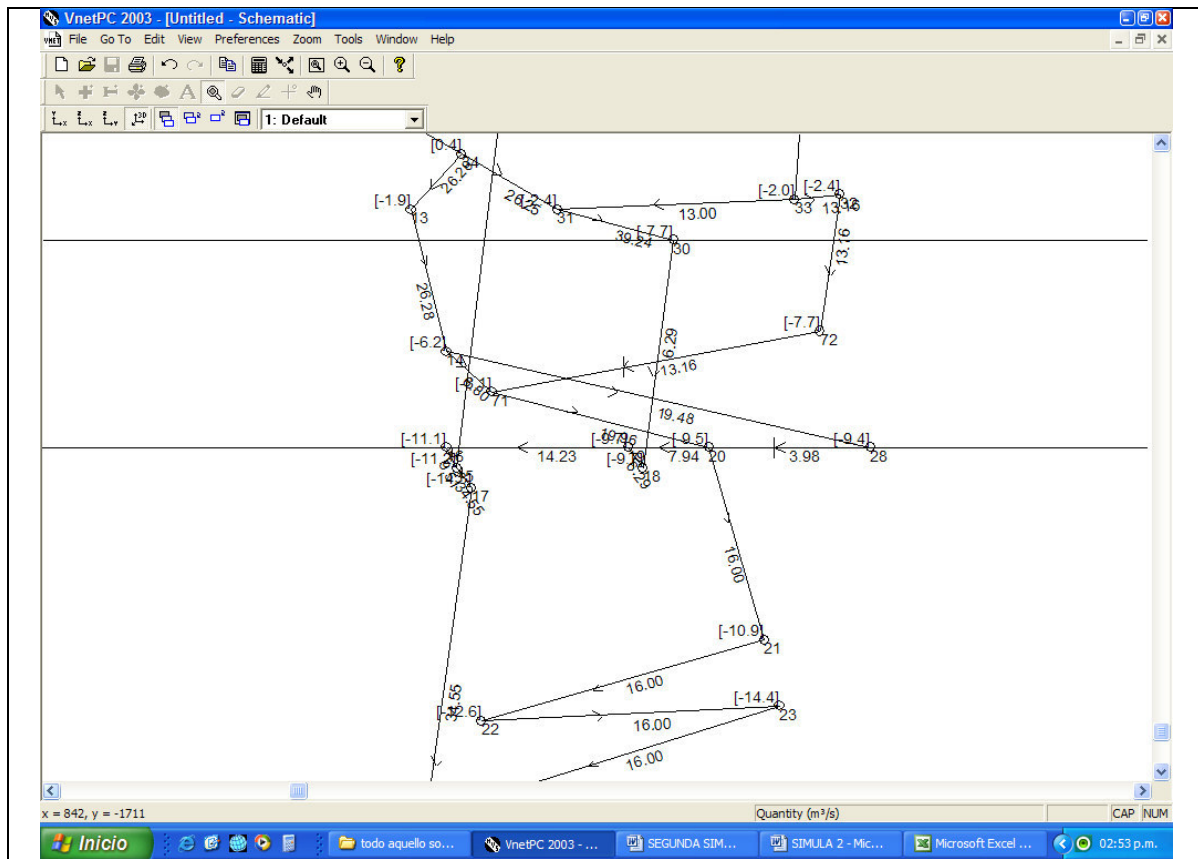
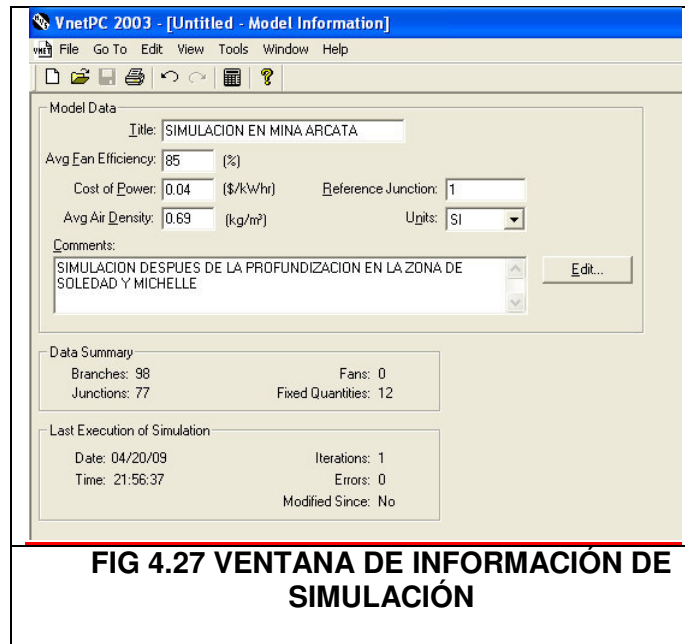


FIG 4.26 DIAGRAMA ESQUEMÁTICO EN LA ETAPA DE MEJORA PROVISIONAL

SIMULACION DESPUÉS DE LA PROFUNDIZACIÓN

- Ventana de información de simulación:



- Ventana de introducción de datos de ramal post profundización

Branch No.	From	To	FQI	Type	Resistance (Ns²/m⁸)	Pressure Drop (Pa)	Quantity (m³/s)	Friction Factor (kg/m²)	Resistance per Length (R/1000m)	Length (m)	Equiv. Length (m)	Area (m²)	Perimeter (m)	Parallel Factor	Calculated Resistance (Ns²/m⁸)	Auto Length	Branch Code	Surface State	Symbol	Description
1	1	2		p/Q		0.4	12.00							1.00	0.00278	Disabled	Default	Neither	None	
2	2	3		p/Q		5.0	12.00							1.00	0.03472	Disabled	Default	Neither	None	
3	3	4		p/Q		0.3	12.00							1.00	0.00208	Disabled	Default	Neither	None	
4	6	4		p/Q		0.0	2.00							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
5	4	7		p/Q		1.2	14.00							1.00	0.00612	Disabled	Default	Neither	None	
6	7	8		p/Q		0.5	14.00							1.00	0.00255	Disabled	Default	Neither	None	
7	8	9		p/Q		6.0	14.00							1.00	0.03061	Disabled	Default	Neither	None	
8	9	10		k Fact				0.0021		315.5	6.5	3.46	6.59	1.00	0.10758	Disabled	Default	Neither	None	
9	12	9		p/Q		3.2	19.00							1.00	0.00886	Disabled	Default	Neither	None	
10	11	12		p/Q		0.1	7.02							1.00	0.00203	Disabled	Default	Neither	None	
11	5	11		p/Q		1.5	7.02							1.00	0.03044	Disabled	Default	Neither	None	
12	5	6		p/Q		0.1	7.02							1.00	0.00203	Disabled	Default	Neither	None	
13	13	14		p/Q		3.8	24.46							1.00	0.00635	Disabled	Default	Neither	None	
14	14	71		p/Q		1.7	6.33							1.00	0.04243	Disabled	Default	Neither	None	
15	71	72		p/Q		0.4	12.05							1.00	0.00275	Disabled	Default	Neither	None	
16	32	72		p/Q		4.5	12.05							1.00	0.03099	Disabled	Default	Neither	None	
17	33	32		p/Q		0.3	12.05							1.00	0.00207	Disabled	Default	Neither	None	
18	33	31		p/Q		0.4	13.19							1.00	0.00230	Disabled	Default	Neither	None	
19	31	30		p/Q		5.1	38.36							1.00	0.00347	Disabled	Default	Neither	None	
20	30	12		p/Q		6.9	11.98							1.00	0.04808	Disabled	Default	Neither	None	
21	34	31		p/Q		2.6	25.17							1.00	0.00410	Disabled	Default	Neither	None	
22	34	13		p/Q		1.9	24.46							1.00	0.00318	Disabled	Default	Neither	None	
23	36	34		p/Q		17.9	49.63							1.00	0.00727	Disabled	Default	Neither	None	
24	35	36		p/Q		1.6	25.06							1.00	0.00255	Disabled	Default	Neither	None	
25	37	36		p/Q		78.2	24.57							1.00	0.12954	Disabled	Default	Neither	None	
26	38	37		p/Q		55.5	30.66							1.00	0.05904	Disabled	Default	Neither	None	
27	39	37		p/Q		55.5	30.98							1.00	0.05783	Disabled	Default	Neither	None	
28	40	35		k Fact				0.0021		622.7	7.3	3.46	6.59	1.00	0.21048	Disabled	Default	Neither	None	
29	41	15		k Fact				0.0021		825.1	6.9	3.46	6.59	1.00	0.27797	Disabled	Default	Neither	None	
30	15	16		p/Q		0.0	0.94							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
31	15	17		p/Q		1.6	25.00							1.00	0.00256	Disabled	Default	Neither	None	
32	19	16		p/Q		0.7	9.95							1.00	0.00707	Disabled	Default	Neither	None	
33	18	19		p/Q		0.0	4.44							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
34	30	18		p/Q		1.0	4.44							1.00	0.05073	Disabled	Default	Neither	None	
35	20	19		p/Q		0.1	5.51							1.00	0.00329	Disabled	Default	Neither	None	
36	71	20		p/Q		1.2	18.38							1.00	0.00355	Disabled	Default	Neither	None	
37	20	28		p/Q		0.0	3.13							1.00	0.00000	Disabled	Default	Neither	None	
38	14	28		p/Q		3.2	12.13							1.00	0.00853	Disabled	Default	Neither	None	

FIG 4.28 VENTANA DE INTRODUCCIÓN DE DATOS DE RAMAL POST PROFUNDIZACIÓN

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Input]

FileGo ToEditViewBranch ToolsWindow Help

<

FIG 4.28 VENTANA DE INTRODUCCIÓN DE DATOS DE RAMAL POST PROFUNDIZACIÓN

- Ventana de Fijación de Caudales post profundización:

VnetPC 2003 - [Untitled - Fixed Quantities]										
File Go To Edit View Fixed Q Tools Window Help										
Fixed Q No.	From	To	IR	Fixed Quantity (m³/s)	Booster Pressure (Pa)	Branch Resistance (Ns²/m⁸)	Regulator Resistance (Ns²/m⁸)	Total Resistance (Ns²/m⁸)	Orifice Area (m²)	Description
1	55	58		16.00	19.4	0.05156				
2	27	1		12.00	32.2	0.04931				
3	24	25		16.00		0.00742	0.06447	0.07189	3.93	
4	57	51		13.00	39.0	0.05385				
5	53	54		36.00	505.2	0.24322				
6	56	63		16.00	39.0	0.04336				
7	67	70		45.00	705.8	0.24757				
8	60	62		12.00	17.6	0.02917				
9	28	44		15.00		0.04178	0.05819	0.09997	4.13	
10	9	10		33.00	286.4	0.10758				
11	4	7		14.00	2.8	0.00612				
12	76	77		22.00	274.3	0.10721				

FIG 4.29 VENTANA DE FIJACIÓN DE CAUDALES POST PROFUNDIZACIÓN

- Ventana Resultados de Ramal:**

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Results]

File Go To Edit View Branch Tools Window Help

Branch No.	From	To	FBR	Total Resistance (Ns²/m⁸)	Quantity (m³/s)	Pressure Drop (Pa)	Air Power Loss (kW)	Operating Cost (\$/yr)	Description
1	1	2		0.00278	12.00	0.4	0.00	0	
2	2	3		0.03472	12.00	5.0	0.06	25	
3	3	4		0.00208	12.00	0.3	0.00	0	
4	6	4		0.00000	2.00	0.0	0.00	0	
5	4	7	B	0.00612	14.00	1.2	0.02	7	
6	7	8		0.00255	14.00	0.5	0.01	3	
7	8	9		0.03061	14.00	6.0	0.08	35	
8	9	10	B	0.10758	33.00	117.2	3.87	1594	
9	12	9		0.00886	19.00	3.2	0.06	25	
10	11	12		0.00203	7.03	0.1	0.00	0	
11	5	11		0.03044	7.03	1.5	0.01	4	
12	5	6		0.00203	-7.03	-0.1	0.00	0	
13	13	14		0.00635	24.51	3.8	0.09	38	
14	14	71		0.04243	6.24	1.7	0.01	4	
15	71	72		0.00275	-12.05	-0.4	0.00	0	
16	32	72		0.03099	12.05	4.5	0.05	22	
17	33	32		0.00207	12.05	0.3	0.00	0	
18	33	31		0.00230	13.20	0.4	0.00	0	
19	31	30		0.00347	38.31	5.1	0.20	81	
20	30	12		0.04808	11.97	6.9	0.08	34	
21	34	31		0.00410	25.12	2.6	0.07	27	
22	34	13		0.00318	24.51	1.9	0.05	19	
23	36	34		0.00727	49.63	17.9	0.89	366	
24	35	36		0.00255	25.06	1.6	0.04	17	
25	37	36		0.12954	24.57	78.2	1.92	792	
26	38	37		0.05904	30.66	55.5	1.70	701	
27	39	37		0.05763	30.98	55.5	1.72	709	
28	40	35		0.21048	25.06	132.2	3.31	1366	
29	41	15		0.27797	24.06	161.0	3.87	1597	
30	15	16		0.00000	-0.94	0.0	0.00	0	
31	15	17		0.00256	25.00	1.6	0.04	16	
32	19	16		0.00707	9.97	0.7	0.01	3	
33	18	19		0.00000	4.41	0.0	0.00	0	
34	30	18		0.05073	4.41	1.0	0.00	2	
35	20	19		0.00329	5.55	0.1	0.00	0	
36	71	20		0.00355	18.29	1.2	0.02	9	
37	20	28		0.00000	-3.26	0.0	0.00	0	
38	14	28		0.00857	18.26	2.8	0.05	21	

For Help, press F1

Inicio

Internet Explorer

firmes (E:)

VnetPC 2003 - [Untitl...

SEGUNDA SIMULACI...

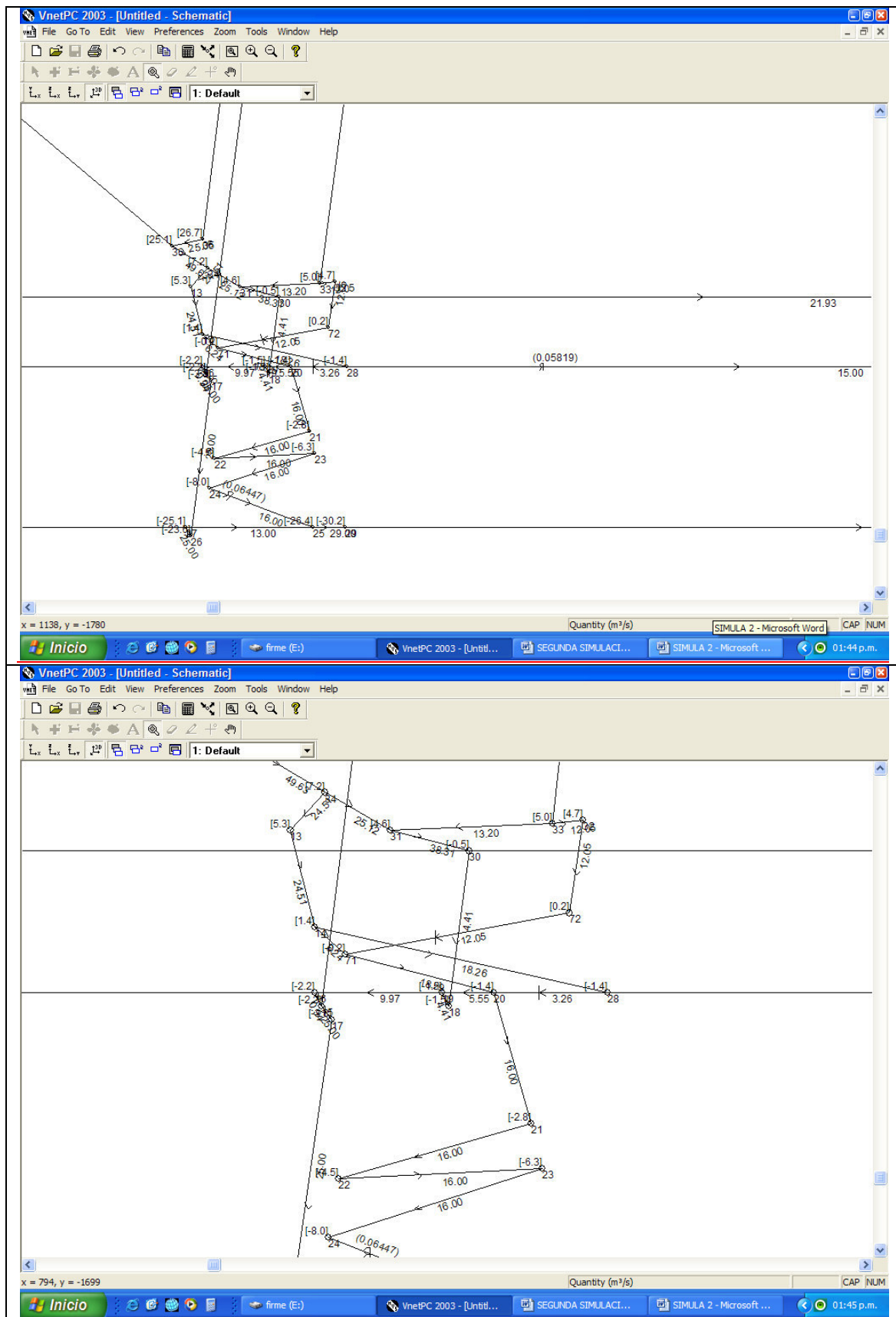
FIG 4.30 VENTANA RESULTADOS DE RAMAL, POST-PROFUNDIZACIÓN

VnetPC 2003 - [Untitled - Branch Results]										
File Go To Edit View Branch Tools Window Help										
Branch No.	From	To	FBR	Total Resistance (Ns ² /m ⁸)	Quantity (m ³ /s)	Pressure Drop (Pa)	Air Power Loss (kW)	Operating Cost (\$/yr)	Description	
38	14	28		0.00852	18.28	2.8	0.05	21		
39	20	21		0.00547	16.00	1.4	0.02	9		
40	21	22		0.00664	16.00	1.7	0.03	11		
41	22	23		0.00703	16.00	1.8	0.03	12		
42	23	24		0.00664	16.00	1.7	0.03	11		
43	24	25	R	0.07189	16.00	18.4	0.29	121		
44	27	25		0.00769	13.00	1.3	0.02	7		
45	26	27		0.00240	25.00	1.5	0.04	15		
46	27	1	B	0.04931	12.00	7.1	0.09	35		
47	25	29		0.00452	29.00	3.8	0.11	45		
48	29	56		0.03341	29.00	28.1	0.81	336		
49	56	57		0.00237	13.00	0.4	0.00	0		
50	57	51	B	0.05385	13.00	9.1	0.12	49		
51	56	63	B	0.04336	16.00	11.1	0.18	73		
52	63	64		0.00195	16.00	0.5	0.01	3		
53	64	65		0.03086	16.00	7.9	0.13	52		
54	65	66		0.00273	16.00	0.7	0.01	5		
55	66	67		0.00703	29.93	6.3	0.19	78		
56	67	68		0.02469	-15.07	-5.6	0.08	35		
57	68	69		0.06261	-15.07	-14.2	0.21	88		
58	28	44	R	0.09997	15.00	22.5	0.34	139		
59	44	45		0.00206	-5.96	-0.1	0.00	0		
60	44	46		0.01804	21.96	8.7	0.19	79		
61	46	48		0.01408	5.96	0.5	0.00	1		
62	46	55		0.01680	16.00	4.3	0.07	28		
63	55	58	B	0.05156	16.00	13.2	0.21	87		
64	58	59		0.02187	16.00	5.6	0.09	37		
65	48	59		0.03239	9.93	3.2	0.03	13		
66	59	60		0.00208	12.00	0.3	0.00	0		
67	60	62	B	0.02917	12.00	4.2	0.05	21		
68	61	62		0.00208	-12.00	-0.3	0.00	0		
69	61	52		0.03889	12.00	5.6	0.07	28		
70	49	52		0.00992	11.00	1.2	0.01	5		
71	49	50		0.00000	3.98	0.0	0.00	0		
72	50	47		0.32827	3.98	5.2	0.02	9		
73	47	48		0.00000	3.98	0.0	0.00	0		
74	51	52		0.00178	13.00	0.3	0.00	0		
75	52	53		0.00170	36.00	2.2	0.08	33		
76	53	54	B	0.24322	36.00	315.2	11.35	4678		
77	43	45		0.03716	6.96	1.8	0.01	5		
78	43	49		0.02629	14.98	5.9	0.09	36		
79	30	43		0.04466	21.93	21.5	0.47	194		
80	37	69		0.09400	37.07	129.2	4.79	1974		
81	6	16		0.04273	-9.03	-3.5	0.03	13		
82	33	42		0.24122	-25.24	-153.7	3.88	1599		
83	67	70	B	0.24757	45.00	501.3	22.56	9299		
84	17	26		0.03168	25.00	19.8	0.50	204		
85	59	66		0.01647	13.93	3.2	0.04	18		
86	73	39		0.00000	30.98	0.0	0.00	0		
87	73	38		0.00000	30.66	0.0	0.00	0		
88	73	40		0.00000	25.06	0.0	0.00	0		
89	73	41		0.00000	24.06	0.0	0.00	0		
90	73	42		0.00000	25.24	0.0	0.00	0		
91	10	73		0.00000	33.00	0.0	0.00	0		
92	54	73		0.00000	36.00	0.0	0.00	0		
93	70	73		0.00000	45.00	0.0	0.00	0		
94	69	74		0.04091	22.00	19.8	0.44	180		
95	74	75		0.02893	22.00	14.0	0.31	127		
96	75	76		0.00826	22.00	4.0	0.09	36		
97	76	77	B	0.10721	22.00	51.9	1.14	471		
98	77	73		0.00000	22.00	0.0	0.00	0		

FIG 4.30 VENTANA RESULTADOS DE RAMAL, POST-PROFUNDIZACIÓN

- Nodos post profundización:





CAP. V

EVALUACIÓN ECONÓMICA

5.1 COSTOS DE DISEÑO, SIMULACIÓN E IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA OPTIMIZADO

Los costos de optimización se calculan tomando en cuenta los costos operativos y costos de inversión, antes y después de la profundización, ante ello se debe de definir los siguientes conceptos:

5.1.1 Potencia que ingresa al motor:

$$E_{electrica} = \frac{V * I * P_f * \sqrt{3}}{1000} \quad [kW] \quad (5.1)$$

Donde:

V : Voltios

I : Amperios

P_f : Factor de potencia

$E_{eléctrica}$: Potencia de Energía Eléctrica

5.1.2 Potencia que ingresa al eje:

$$Pot_{eje} = E_{eléctrica} * \eta_{motor} \quad [kW] \quad (5.2)$$

Donde:

$E_{eléctrica}$: Potencia de energía eléctrica.

η_{motor} : Eficiencia del motor

5.1.3 Potencia que ingresa al ventilador:

$$Pot_{vent} = Pot_{eje} * \eta_{eje} = BHP \quad [kW] \quad (5.3)$$

Donde:

η_{eje} : Eficiencia de la transmisión del eje

5.1.4 Potencia que ingresa al aire (Poder del aire):

$$Pot_{aire} = BHP * \eta_{vent} \quad [kW] \quad (5.4)$$

Donde:

η_{vent} : Eficiencia del ventilador

5.1.5 Consumo de energía anual:

$$Costo_{Energía} = E_{Eléctrica} * e * 24 * 365 \quad [US\$/año] \quad (5.5)$$

OBSERVACIÓN: Los ventiladores secundarios y principales que participan en la ventilación de la mina Arcata, llevan acoplados un motor conectados ya sea por un eje o una correa de transmisión. En los cálculos de costos se englobará motor-transmisión para efectos de cálculo de su eficiencia.

Donde:

e: precio de la energía dado en unidades de US\$/Kw.-hr

Generalmente es el BHP (Brake Horse Power) la potencia dada por el fabricante en los catálogos de las curvas características del ventilador, pues es la potencia consumida o que ingresa al ventilador.

Al calcular el beneficio de la excavación de la chimenea usaremos las herramientas de la Tasa Interna de Retorno (TIR) y el Valor Actual Nominal (VAN)

Los costos de la ventilación incluyen:

- Energía.
- Servicio: Mano de obra, puertas de ventilación, mangas, tapones, reguladores, mantenimiento.
- Chimeneas convencionales, circulares.
- Cualquiera sea el método de planeamiento en sistemas de ventilación, éste debe de ser capaz de salvar dos tipos de costos.
 - i) **Costos de capital**, que son principalmente el fondo desembolsado al inicio, para dar comienzo a las operaciones, puede ser la instalación de los ventiladores, o perforación para forjar una galería.
 - ii) **Costos de operación**, son los costos que acarrearán las operaciones de ventilación para sostener el funcionamiento del sistema.

Muchas veces es necesario saber si conviene comprar un ventilador de alto precio con bajo costo de operación o comprar un ventilador barato con alto costo de operación, para ello debemos saber primeramente:

5.2 LOS PAGOS POR INTERÉS

La fórmula nos sirve para encontrar los pagos regulares de un préstamo.

Siendo el monto total P de todos los pagos regulares, siendo el valor de cada uno de ellos S a una tasa de interés i, durante n años.

Tenemos:

$$CAE = S = \frac{Pi}{\left[1 - \frac{1}{(1+i)^n}\right]} \quad (5.6)$$

Donde:

CAE: Costo Anual Equivalente (US\$)

P : Suma total de dinero a invertirán la construcción de la chimenea (US\$)

i : Interés anual

n : Cantidad de años que dura el préstamo

5.3 COSTOS DE OPERACIÓN DE VENTILACIÓN

Un ventilador, comprende un motor eléctrico, la transmisión e impulsor, convierten energía eléctrica en energía de presión al comprimir el aire, que a su vez se refleja en la energía cinética del aire y el aumento de presión del aire que cruza el ventilador. La potencia de aire enviado por un ventilador se cuantifica como:

$$Pot = P_{Total}Q \quad [W] \quad (5.7)$$

Donde:

P_{Total} : Aumento en la presión total del aire que cruza el ventilador, $[Pa s]$

Q : Caudal $[m^3 / s]$

Sin embargo hay pérdidas en el motor y otros elementos del ventilador por ello introducimos el concepto de eficiencia, entonces hay una fracción de energía que ingresa al motor y sale del mismo:

$$Pot = \frac{P_{total} \cdot Q}{\eta} \quad [W] \quad (5.8)$$

Los costos tienen unidades de US\$/KW-hr, por ello los costos anuales en funcionamientos de 24 horas por 365 días del año en un año:

$$S_o = \frac{P_{Total}Q}{1000\eta} \cdot e \cdot 24 \cdot 365 \quad [US\$/año] \quad (5.9)$$

Donde:

e : es el costo de la energía $[US\$/kW - hr]$

P_{Total} : Presión Total $[kPa]$

La anterior ecuación se aplica para averiguar el costo de potencia desarrollada para ventilar una galería, venciendo las resistencias respectivas, con la eficiencia respectiva del ventilador η , en caso de varios ventiladores, puede usarse el promedio de las eficiencias de los ventiladores. De modo práctico se usará las potencias que se muestran en las como curvas características de cada ventilador.

5.4 DISEÑO ÓPTIMO DE LAS LÍNEAS DE AIRE

Debemos tomar en cuenta:

- El flujo de aire debe traspasarlo óptimamente.
- El costo de la excavación.
- Limitaciones para las velocidades del aire.
- El periodo en que debemos sostenerlo adecuadamente
- El tamaño del equipo que trabajará en el interior de la vía de aire.
- El área u orificio equivalente debe ser mayor o igual 2m² para tener una buena ventilación en el sistema de ventilación, desde un ramal hasta todo un circuito entero.

Consideraremos los dos primeros temas, los otros están limitados por otras exigencias, (reglamentos de seguridad para velocidades mínimos para diluir el polvo, planeamiento general de la mina debida a la producción, tamaño de la maquinaria).

Al aumentar el tamaño de las galerías de la mina, la resistencia disminuye, pero el costo por excavación aumenta. La combinación de costos de capital y costos de operación tienen un mínimo valor, éstos valores deben ser presentados en valores para el tiempo presente. Pasamos entonces a presentar las funciones de costo:

5.4.1 Función costo de capital

El costo de excavación involucra negociaciones entre la compañía minera y el contratista.

Debemos tomar en cuenta los costos fijos y costos variables, tales como equipos para perforación, longitud de las mangas, son independientes del tamaño de las medidas de la sección transversal de las vías de aire en los tramos principales, pero son una función de la longitud de las líneas de aire en las vías auxiliares.

Los costos variables, son funciones del área o diámetro de la sección transversal de las líneas de aire; pueden incluir costo actual de excavación y soporte.

El costo capital P_c , puede ser expresado como la función costo,

$$P_c = C_f + f(A, L) \quad [US\$] \quad (5.10)$$

Donde:

C_f : Costos fijos

$f(A, L)$: Función de la sección transversal A y longitud L.

En un caso simple el costo capital puede ser:

$$P_c = C_f + aV + bL \quad [US\$] \quad (5.11)$$

Donde:

V: Es el volumen excavado, $A \times L$ $[m^3]$

a y b: son constantes.

Para excavaciones mecánicas ésta función puede presentar discontinuidades debido al incremento en los tamaños y lo sofisticado de los equipos.

5.4.2 Función costo de operación

De las ecuaciones anteriores, sabemos el costo de operación anual:

$$S_o = P_{Total} Q \frac{e}{1000\eta} \cdot 24 \cdot 365 \quad [US\$/año] \quad (5.12)$$

Consumo de Energía causada por la caída de presión estática en el cálculo del diámetro mínimo

Para fines de encontrar el costo mínimo tomaremos en cuenta la caída de presión estática, que es la que en definitiva vamos a tomar en cuenta, pues es la que permite romper la inercia del aire y no la presión total, para dar mayor certeza al sistema. Este método lo aplicaremos cuando tratemos de encontrar el diámetro mínimo. Pero para efectos de cálculo de costos cuantificaremos la presión total, es decir, presión dinámica más presión estática que se traduce en Potencia que señala en catálogo del fabricante. En ese sentido pasamos a explicar la técnica:

Sabemos: $P = RQ^2$

Donde:

$$R = R_T \rho \quad (5.13)$$

En la cual, a su vez:

$$R_T = \frac{fL_{per}}{2A^3} \quad (5.14)$$

$$y \quad K = \frac{fp}{2} \quad (5.15)$$

En ésta última ecuación y también en la ecuación (5.14) normalmente se toma como base la densidad estándar: 1.22kg/m³.

Entonces podemos establecer:

$$P = R_T \rho Q^2 \quad (5.16)$$

Donde:

R_T: Resistencia Racional de las vías de aire $[m^{-4}]$ (m⁻⁴)

ρ: Densidad del aire $[kg / m^3]$

Dándonos:

$$S_o = R_T \rho Q^3 \frac{e}{\eta} \cdot \frac{24 \cdot 365}{1000} \quad (5.17)$$

De aquí demostramos que los costos de operación varían con la Resistencia, R_T , densidad, ρ , y el cubo del caudal, Q .

Substituyendo (5.15) en la ecuación (5.18), da:

$$S_o = \frac{f L_{per}}{2 A^3} \cdot \rho Q^3 \cdot \frac{e}{\eta} \cdot \frac{24 \cdot 365}{1000} \quad [US\$ / año] \quad (5.18)$$

Tomando en cuenta la densidad estándar, y reacomodando:

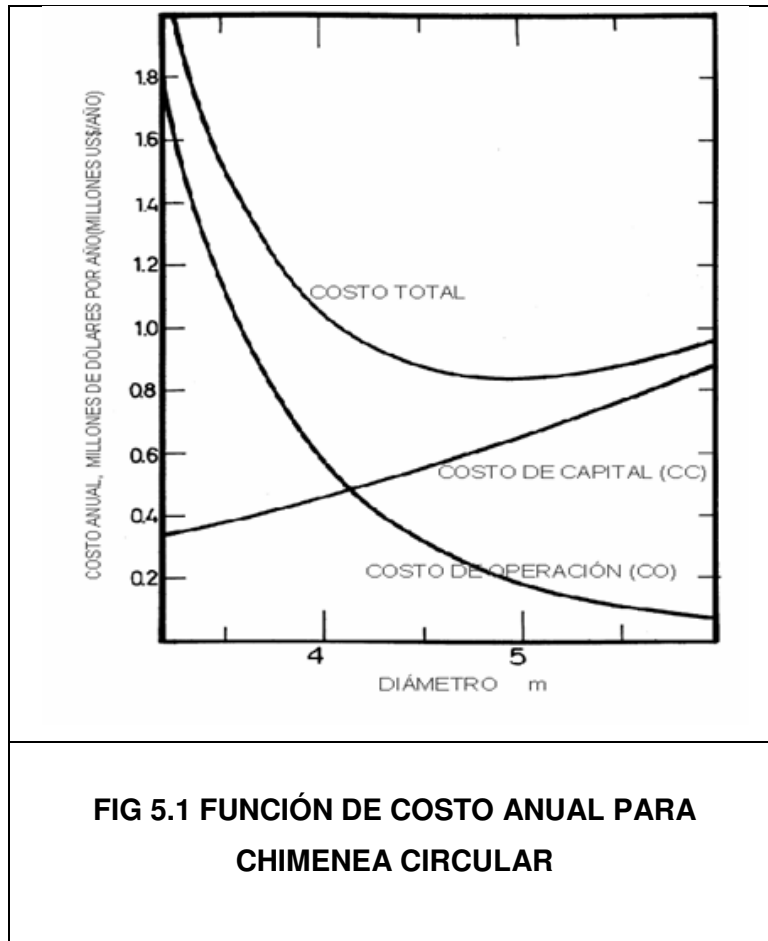
$$S_o = \left[k_{1.2} L \frac{per}{A^3} \right] \left[\frac{\rho}{1.2} \right] Q^3 \cdot \frac{e}{\eta} \cdot \frac{24 \cdot 365}{1000} \quad [US\$ / año] \quad (5.19)$$

Es decir:

$$S_o = \frac{P_{st} Q}{1000 \eta} \cdot e \cdot 24 \cdot 365$$

Donde:

P_{st} : Presión Estática perdida por el aire al atravesar la vía de aire



Al inicio de las operaciones la excavación acarrea un costo, costo anual de capital CAC, el cual se paga a plazo regularmente cada año, éste pago al ser representado matemáticamente depende del diámetro D de la galería. A su vez anualmente se genera un costo de operación, costo anual de operación (CAO), que también es una función del diámetro D.

La primera función, costo de capital, es de la forma:

$$F_1(D) = CAC = a + bD^2 \quad (5.20)$$

La segunda función, costos operativos, es de la forma:

$$F_2(D) = CAO = S_0 = \frac{a}{D^5} \quad (5.21)$$

Sus gráficas funcionales se describen en el anterior gráfico. Obteniéndose un Costo Total.

$$CostoTotal = CAO + CAC \quad (5.22)$$

Del gráfico anterior podemos ver que se puede obtener un valor mínimo para el Costo Total.

En general el diseño de una galería con su respectiva instalación de ventilación acarrea costos, que involucra diversos temas, que llegado al momento del planeamiento en la ventilación, se toman en cuenta, afortunadamente con el uso de software se torna fácil el calculo, introduciendo las variables respectivas en las relaciones debidas.

5.4.3 Optimización del sistema de ventilación mediante la construcción de una chimenea:

- **Plano de la Zona de Soledad Y Michelle (Véase Planos Adjuntos 6, 7 y 8 Soledad y Michelle)**
- **Cálculo del Diámetro Óptimo de Soledad Y Michelle: (Véase cuadro 10 en Excel)**

Datos del Ramal 76-77:

- K=0,002144kg/m3
- Perímetro: Per =6,59m
- Longitud de la chimenea: L=313.6M
- Longitud equivalente: Le=7.3m
- Caudal: Q=22m3/seg.
- Costo de Consumo de Energía: e= 0.04 US\$/KW-Hr
- Eficiencia del ventilador: $\eta = 0,85$

-Costo Inicial: $C_i = \text{US\$ } 285300$, está incluido el precio de dos ventiladores e inversión para mejora provisional.

-Costo Excavación: $C_e = 200 \text{ US\$}/\text{m}^3$

-Tasa de Interés anual: $i = 12\%$

-Años a Pagar: $n = 3$

Solución: De la Ec: (5.19) obtenemos los costos operativos causados por la caída de presión en la chimenea, el cual es de la forma como lo demuestra la ecuación (5.21).

De la Ec: (5.6) obtenemos los costos de inversión anual, el cual es de la forma como lo demuestra la ecuación (5.20)

Finalmente nos da la función Costo Total:

$$F_{(D)} = \frac{k(\pi D) L Q^3 e^{24} * 365}{\left(\frac{\pi D^2}{4}\right)^3 \eta} + \frac{(c_i + c_e D^2 \pi \frac{L}{4}) i}{\left(1 - \frac{1}{(1+i)^n}\right)}$$

Hacemos $\frac{dF}{dD} = 0$, dándonos $D = 1.13 \text{ m}$.

Pero:

Aplicamos el criterio de Orificio equivalente, de la ecuación (3.70), tenemos:

Para: $D = 2.10 \text{ m}$ nos da: $A_{eq} = 3.6 \text{ m}^2$

Para: $D = 1.13 \text{ m}$ nos da: $A_{eq} = 0.76 \text{ m}^2$

Siendo el primero óptimo, ya que es mayor de 2 m^2 . Debemos tomar en cuenta un criterio mas, es el de dureza de las rocas (El Q de Barton para: $RQD = 81$, $J_r = 3$, $J_w = 0.66$, $J_n = 6$, $J_a = 5$, $SRF = 0.7$, por la ecuacion 3.72, es $Q = 7.63$, de la tabla 3.11 nos da el diámetro equivalente $D_e = 5$; si tenemos $ESR = 1.6$, de la tabla 3.10, obtendremos por la ecuación 3.73, el Diametro maximo de la chimenea: 8 m), el RMR es 62% , que para nuestro caso es óptimo, no es necesario sostenimiento con tal diámetro.

Deduciéndose un diámetro estándar, debido al diámetro del Raise Boring (maquinaria de perforación): 2.10 m

Los costos anuales que nos acarrea la chimenea nos dan: (Véase cuadro 10 en excel, cálculo de diámetro óptimo para excavación de chimenea).

COSTO ANUAL	US\$
COSTO ANUAL DE INVERSION PARA CHIMENEA (DURANTE 3 AÑOS)	209260.64
COSTO OPERATIVO ANUAL PARA CHIMENEA (A LO LARGO DE SU VIDA ÚTIL)	475.09
COSTO TOTAL ANUAL DE CHIMENEA	209735.74

TABLA 5.1 CUADRO DE COSTOS ANUAL QUE ACARREA LA CHIMENEA

OBSERVACIÓN: Los costos operativos para la chimenea acá mostrados no se toman en cuenta cuando se hace la evaluación económica general del sistema. Los costos operativos que se muestran acá son valores que se hayan de encontrar el diámetro mínimo para la chimenea, al cual se le trata como un sistema independiente al sistema total del circuito de la mina, para efectos de encontrar el diámetro mínimo. Se entiende que ésta chimenea está enseriada con el resto del sistema, por lo tanto produce su propio gasto monetario.

5.4.4 Costo Operativos, costos de inversión y costos por producción de mineral en la zona de Soledad y Michelle. (Véase cuadro 11, 12, 13 y 14 en Excel sobre Análisis de Costo de Energía. Antes, durante y después de la profundización).

Al reemplazar los cuatro (4) ventiladores auxiliares en la zona de Ramal Techo Michelle por dos (2) ventiladores: uno principal al pié de la chimenea RB20 y el otro que se conserva, aunque con diferente ángulo en sus palas. Ello deviene en un ahorro de costos operativos, consideramos entonces evaluar dichos costos operativos en las tres etapas: pre-profundización, provisional, y post-profundización.

Calculando costos en etapa pre-profundización:

Datos (Véase cuadro 11, en el recuadro : DATOS PARA CÁLCULO DE RESISTENCIA EN CADA MANGA):

- $K_{nivelelmar} = 0.0046 \text{ kg/m}^3$, se pasa a corregir luego por el factor $0.69/1.22$ para llevarlo a la altura de la mina, .

-Diámetro de la manga: 1.1m

-Longitud de la manga: 248m

-Longitud Equivalente: 10m

-Caudal: $Q = 16 \text{ m}^3/\text{s}$ en Ramal Techo Michelle

-Eficiencia: $\eta_{\text{ventilador-motor}} = 85\%$

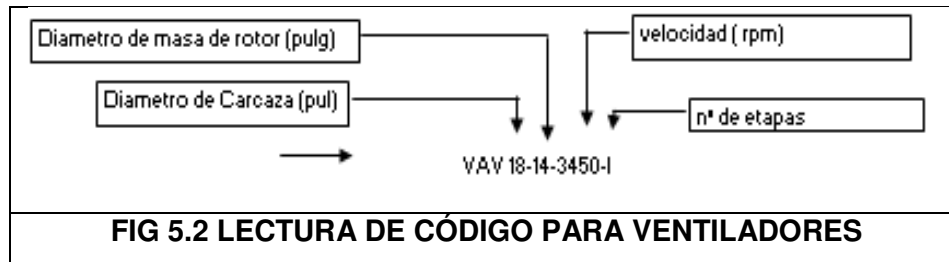
-Factor de Corrección por altitud a 4500msnm y temperatura (20°C): 0.598, véase de tablas, anexo sobre Factores de corrección por altitud y temperatura para ventiladores.

Solución:

De la Ec. (3.10) nos da la Resistencia $R = 2.85 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$, por ser 2 mangas en paralelo: se convierte en la cuarta parte: $R = 0.7144 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$.

De la Ec. (3.11) nos da: $H = 182.88 \text{ Pas}$ ó $0.734''\text{CA}$.

Tomando en cuenta el factor de corrección Para 4500msnm y 17°C el cual es 0.598, el cual nos da una $Ps = 1.23''\text{CA}$ a nivel del mar, comparamos los ventiladores que cumplen con éstos requisitos $16 \text{ m}^3/\text{s}$ y $3.58''\text{CA}$, nos da: VAV-42,25-21-1750-II con ángulo de palas: 35° , con una $Ps = 6.4''\text{CA}$ (en mina es $3.82''\text{CA}$ al ser afectado por el factor de corrección), con una Potencia de 55HP (en mina es 32.89HP al ser afectado por el factor de corrección). Consideramos el siguiente cuadro:



- **Ejemplo de Cálculo de Consumo de Energía Eléctrica:**

Datos:

- Voltaje: 450 V
- Corriente Eléctrica: 42A
- Factor de Poder: 0.9
- Costo e = 0.04US\$/KW-HR.

Solución:

Pasamos a calcular la Potencia que ingresa al conjunto motor-ventilador, Por la Ec. (5.1) Tenemos: 29.46Kw, el costo anual por la Ec. (5.5), nos dan: 10325.55 US\$/año.

- o **Etapa Provisional:**

Datos:

- Factor de paralelismo: 0.25
- Constante de Atkinson: $K_{nivelelmar} = 0.0046 \text{kg/m}^3$, luego de corrige por el factor: 0.69/1.22
- Diámetro de manga: 1.1m
- Longitud de manga: 290m
- Longitud Equivalente: 10m
- Caudal: 22m³/s en Ramal Techo Michelle.
- Eficiencia: 85%
- Factor de Corrección: 0.598 a 4500msnm y 17°C (Véase anexo sobre factores de corrección por altitud y temperatura)

Solución:

Por la ecuación 3.10, tenemos: Resistencia: 0.832Ns²/m⁸ y caída de presión por la ecuación: 3.11, nos da: 402.46Pas ó 1.616"CA. La caída de presión estática es corregida por el factor: 0.598 nos da: 2.7"CA a nivel del mar. Seleccionamos el ventilador con éstas características: 46615cfm y 2.7"CA como mínimo, tenemos: VAV-42,25-21-1750-II con 45° de ángulo en las palas, con una potencia de 88HP, corregido da 56.62HP.

Cálculo de Costos por consumo de Energía Eléctrica en Etapa Provisional :

Datos:

- Voltaje: 450V
- Intensidad de Corriente eléctrica: 66 A
- Factor de Poder 0.9

-Costo: $e=0.04\text{US}\$/\text{KW}\cdot\text{HR}$

Por la ecuación 5.1, tenemos 46.30KW, Hallamos el costo por la ecuación 5.5: 16222.72US\$/año

- **Etap post profundización: encontramos el ventilador Principal para la chimenea RB20, con sus costos operativos.**

Datos:

-Factor de paralelismo: 0.25

-Factor de corrección: 0.598, para 4500 y 17°C

-Longitud de manga: 341.6m

-Longitud equivalente: 47.5m

-Caudal: $Q=31783\text{cfm}$ por manga y 46615cfm por chimenea

-Caída de Presión: 2.76"CA, para el ventilador en chimenea (en mina a 4530 es 1.65"CA calculado de la simulación VNET luego de ser afectado con factor de corrección 1.5).

-Caída de Presión: 3.26"CA, para el ventilador que insufla para la zona de Soledad (en mina a 4530 es 1.95"CA)

-Costo de Energía: $e=0.04\text{ US}\$/\text{KW}\cdot\text{HR}$

-Eficiencia: $\eta_{\text{ventilador-motor}} = 85\%$

Solución:

Para el ventilador que insufla para la zona de Soledad, tenemos: por la ecuación 3.10 y 3.11, resistencia: $2.15\text{Ns}^2/\text{m}^8$, Caída de Presión: 1.95"CA, corregido es 3.26"CA. El ventilador con tales características es: VAV 42.25-21-1750-II con ángulo de 30 grados en sus palas, con 3.2"CA a nivel del mar, corregido da: 1.91"CA a 4530msnm, con potencia 30HP.

Para el ventilador en chimenea, tenemos: Caída de Presión por evaluación VNET: 274.3, se afecta por el factor 1.5 para prever obstáculos de por scooptran y volquetes, en pulgadas de columna de agua da: 1.65"CA. Al comparar ambos parámetros Caudal 46620cfm y la pérdida mencionada antes, encontramos el ventilador VAV-66-26,5-1150-II, para 30°C de ángulo en sus palas. De igual modo encontramos la potencia consumida a nivel del mar, 25HP, corregirse da: 14.96HP.

Cálculo de consumo de energía para ambos ventiladores:

Aplicando la Ec. (5.1) para los ventilador en que insufla para la zona de Soledad y chimenea tenemos 13.33 y 15.43 KW , por la ecuación 5.5, hallamos el costo anual 4670.18 US\$ y 5407.57US\$ respectivamente.

OBSERVACIÓN: El ventilador en ramal techo Soledad permanece, removiéndose los demás ventiladores.

- **Hallamos costo de inversión anual y costo de operaciones anual de la chimenea en Michelle:**

Del cuadro:

Costos de Energía Eléctrica (US\$) en el tiempo, durante 365 días al 30 Sept 2008		Costo de Energía en el tiempo (US\$), durante 1 año desde el 1 de Octubre 2008
Costo anual (US\$), Etapa Pre-Prof.(Hasta 1 de Octubre 2008, durante 305 días)	Etapa Provisional (US\$) (2 meses: 1 de Agos -30 de Sept 2008, durante 60 días)	Etapa Post-prof desde 1 Octubre 2008) durante 365 días.
34916.90	11475.09987	10077.75
	Inversión el 1 de julio del 2008 (US\$), para excavación de la chimenea	
	502608.75	
FIG 5.3 EVOLUCIÓN DE LOS COSTOS ETAPA POR ETAPA		

Y del cuadro:

DESCRIPCION	PRE PROF 2008 (Al 30 sept 2008)	POST profundización 2009 (30 sept 2009)	PRE PROF 2010 (30 sept 2010)	POST profundización 2011 (30 sept 2011)	PRE PROF 2012 (30 sept 2012)
COSTO DE ENERGIA ELECTRICA ANUAL(US\$*1000)	46.39	10.08	10.08	10.08	10.08
COSTO DE CAPITAL ANUAL PARA CHIMENEA (US\$*1000)		209.26	209.26	209.26	0.00
COSTO TOTAL ANUAL (US\$*1000)	46.39	219.34	219.34	219.34	10.08
FIG 5.4 COSTOS DE ENERGÍA Y COSTOS DE CAPITAL AÑO POR AÑO					

En la Fig 5.3 Observamos la evolución de los costos el efectuarse la profundización: durante 305 días, hasta el 1 de Octubre, éstos costos ascienden a 34916.9US\$, luego en la etapa preprofundización la suma es de 11475US\$ por 60 días. Desde el 1 de Octubre, etapa post-profundización, durante 365 días la suma es de 502608US\$.

En la Fig. 5.4 vemos la evolución año por año de los costos operativos y de capital. Los costos de capital en la etapa pre-profundización se ven incluidos en los pagos anuales próximos.

- **Hallamos costo de ventilación anual de la chimenea por producción de mineral (Véase recuadro 14.2 Costo ventilación anual de la chimenea por producción de mineral).**

En el siguiente cuadro observamos la producción por zona:

PRODUCCION DE MINERAL	(TN/DIA)
PRE-PROFUNDIZACION	
PRODUCCION EN MARION Y MARIANA (TN/DIA)	1300
MARION , es 60% DE Marión y Mariana	780
MARIANA , es 40% de Marión y Mariana	520

MICHELLE , es 20% de Mariana	104
SOLEDAD , es 20% de Marión	156
POST-PROFUNDIZACION	
PRODUCCION EN MARION Y MARIANA (TN/DIA)	1850
MARION , es 40% de Marión y Mariana	740
MARIANA , es 60% de Marión y Mariana	1110
MICHELLE , es 30% de Mariana	333
SOLEDAD , es 30% de Marión	222
FIG 5.5 PRODUCCIÓN DE MINERAL SEGÚN UBICACIÓN	

Los Costos de Energía Eléctrica antes de la profundización son los que causaba los cinco ventiladores auxiliares, después de la profundización se ven reemplazados cuatro de ellos, quedando uno y el ventilador principal.

En cuanto a la producción de mineral antes, durante y después de la profundización en la zona de Soledad y Michelle tenemos que varía de 94900TN/AÑO a 202575TN/AÑO, consiguiéndose una reducción de 0.49US\$/TN a 0.05US\$/TN.

- **Hallamos reducción de costo de paralización de equipos LHD en Soledad y Michelle por recalentamiento de motor en ambientes con deficiente ventilación.**

COSTO TOTAL DE PARADA EQUIPOS SOLEDAD Y MICHELLE US\$/ AÑO	49275,0
PROD. POST PROF. MINERAL EN SOLE Y MICHE (TN/AÑO)	202575,0
TOTAL COSTO POR PARADA POST PROF. SOLY MICH / PROD MINERAL (US\$/TON)	0,24
FIG 5.6 COSTOS DE PARALIZACIÓN DE EQUIPOS EN SOLEDAD Y MICHELLE POST-PROFUNDIZACIÓN	

En el siguiente cuadro pre y post profundización observamos que hay una reducción de costos, (véase cuadro completo de costos de paralización de equipos LHD en Soledad y Michelle).

COSTO TOTAL DE PARADA EQUIPOS SOLEDAD Y MICHELLE US\$/AÑO	198288.00
PRODUCCIÓN PRE PROF. MINERAL EN SOLEDAD Y MICHELE (TN/AÑO)	79560.00
TOTAL COSTO DE PARADA PRE PROF. SOLEDAD Y MICHELLE /PROD DE MINERAL (US\$/TON)	2.492
FIG 5.7 COSTOS DE PARALIZACIÓN DE EQUIPOS EN SOLEDAD Y MICHELLE PRE-PROFUNDIZACIÓN	

AHORRO EN PARALIZACION DE EQUIPOS, SE	187245.00
PRODUCCION MINA (TON/AÑO)	202575.00
AHORRO DE COSTO (US\$/TON)	0.92

FIG. 5.8 AHORRO DE COSTOS ANUAL POR PARALIZACIÓN DE EQUIPOS POR RECALENTAMIENTO EN SOLEDAD Y MICHELLE

OBSERVACIÓN: Los tres (3) últimos cuadros anteriores muestran los costos en el lapso de un año, lo cual es útil para hallar la reducción de costos. En el cuadro Excel correspondiente al cuadro general de evaluación económica, en el recuadro de análisis de costos de energía, podemos ver que se distinguen tres (3) etapas: pre-profundización, etapa de mejora provisional y post profundización. Los cálculos allí efectuados corresponden al lapso de un año, 365 días, desde 30 de Sep 2007, hasta el 30 de septiembre del 2008, en ese lapso hubo 306 días al final de los cuales se hizo la mejora provisional lo cual fue durante 60 días anteriores a la excavación de la chimenea.

- **Hallamos ahorro de costos por incumplimiento procedimiento 510 GSA - monitoreo de CO equipos LHD- Paralización de equipos por plan de contingencia en Soledad y Michelle.**

En el siguiente cuadro (Véase el cuadro general sobre costo por incumplimiento procedimiento 510 GSA - monitoreo de CO equipos LHD-Paralización de equipos por plan de contingencia en Soledad y Michelle-Etapa pre-profundización), debido a la contaminación por gases nocivos hay una paralización equipos, lo cual acarrea un costo mostrados a continuación, los mismos que son evitados al hacer la profundización de la chimenea.

Costo total POST PROFUNDIZACION US\$/año	6480
PRODUCCION MINA (TON/ año)	202575
COSTO US\$/TON	0,032

FIG 5.9 COSTOS POR INCUMPLIMIENTO NORMAS DE GESTIÓN AMBIENTAL POST-PROFUNDIZACIÓN

Costo total PRE PROFUNDIZACION US\$/AÑO	51408.00
PRODUCCION MINA (TON/ AÑO)	94900
COSTO US\$/TON	0,54

FIG 5.10 COSTOS POR INCUMPLIMIENTO NORMAS DE GESTIÓN AMBIENTAL PRE-PROFUNDIZACIÓN

El ahorro se traduce en:

AHORRO EN PARALIZACION DE EQUIPOS, SE REDUCE EN UN AÑO (US\$/AÑO)	44928,00
PRODUCCION MINA (TON/AÑO)	202575,00
AHORRO DE COSTO (US\$/TON)	0,22
FIG 5.11 AHORRO EN PARALIZACION DE EQUIPOS POR PLAN DE CONTINGENCIA 510 GSA: COMPARACION ENTRE ETAPAS POST Y PREPROFUNDIZACION	

- **Hallamos el costo de filtros respiradores Dustfoe. (Véase cuadro sobre costo de filtros respiradores antes y después de la profundización)**

En el siguiente cuadro observamos el ahorro de filtros

Descripción	Condiciones POST profundización	Condiciones PRE profundización
N° trabajadores	20,00	13,00
Tiempo vida filtro (día)	1,00	3,00
N° filtros/mes	600,00	1170,00
Costo Ea Filtro US \$	0,23	0,23
Costo US \$/mes	138,00	269,10
Costo US \$/año	1656,00	3229,20
Ahorro por consumo filtros US \$/año	1573,20	
Producción de mineral en Soledad y Michelle PREPROF(ton/año)	94900,00	
US \$/Ton	0,0166	
FIG 5.12 AHORRO DE COSTOS PARA FILTROS PERSONALES		

- **Hallamos Reducción de Costo Total:**

La siguiente serie de reducciones de costo se dan a lo largo de la vida útil de la chimenea que es 15 años, según estudio de las reservas por departamento de Geología. (Véase tabla de reducciones de costos en etapa pre y post profundización)

Durante el cual se hace una estudio económica el VAN, Valor Actual Neto y el TIR, tasa interna de retorno.

5.4.5 Evaluación Económica (Véase cuadro sobre Evaluación Económica)

Se Observa que en 15 años hay un VAN de 1074870 US\$ a una TIR de 46%, lo cual es óptimo.

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES

6.1 RESPECTO A LAS PARTES DEL DESARROLLO DE LA TESIS:

- El estudio de las condiciones de la mina y desarrollo de una metodología para la optimización en el balance de caudales a partir de los requerimientos en las labores, nos permite calcular la energía necesaria para determinar los costos a sí mismo, determinar el tiempo de recuperación de la inversión.
- La optimización mediante la excavación de una chimenea y hallazgo de su diámetro mínimo con su respectiva corrección, nos permite tener un referente en cuanto a los valores del diámetro óptimo.

6.2 CONCLUSIONES RESPECTO AL SOFTWARE

- El software puede pronosticar los caudales y caídas de presión en los diferentes ramales con un error menor al 10% respecto del caudal necesario.
- El software puede servir para determinar las variaciones de los parámetros de flujo al variar las localizaciones de los ventiladores, adecuación de nuevas labores, por ser la ventilación minera un sistema dinámico
- El software permite encontrar la distribución de los contaminantes en todos los ramales pertinentes.

6.3 SOBRE EL SISTEMA OPTIMIZADO

- El sistema optimizado asegura el cumplimiento de las normas establecidas de la seguridad minera, llevando aire fresco a las labores.
- Es recomendable realizar inventarios sobre todas las labores abandonadas y taponarlas permanentemente para evitar fugas y cortocircuitos en la ventilación
- Cabe resaltar que los circuitos son alimentados por el aire fresco de labores comunes, pero la salida de aire usado debe ser independiente.

6.4 RECOMENDACIONES

1. Como se observó al encontrar el diámetro óptimo, el área encontrada fue menos de 2m². Por consiguiente es necesario cambiarlo a un diámetro que satisfaga el criterio de un área equivalente mayor a 2 m² para su óptima ventilación.
2. De ser posible debido a la disposición del circuito aprovechar al máximo la ventilación natural, sobre todo cuando las condiciones climáticas lo permiten.
3. En la ventilación secundaria, es necesario tomar las precauciones necesarias para evitar recirculación.
4. Probar los resultados del programa en otras minas, para comprobar su respuesta a otras configuraciones y condiciones termo ambientales, para tener una base de confiabilidad más sólida de sus resultados.

6.5 BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA

- Subsurface Ventilation and Environmental Engineering: Dr. Malcolm J. McPherson.
- Mine Ventilation and Air Conditioning : Howard L. Hartman
- Proceedings the 7th US Ventilation Symposium: Department of Mining Engineering - University of Kentucky
- Manual Técnico de Ventiladores para la Minería: Airtec S.A.
- Ventilación Elemental para Minería: Internacional Safety Training and Technology-ISTEC
- Ventilación de Minas: Alejandro Novitzki
- Ventilación de Minas: Ing. Rubén Vargas Cáceres - Universidad Nacional de Ingeniería-Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Ventilación y Ambiente Subterráneo en la Minería: Ing. Luís Olivares. Universidad de Atacama – Chile
- Manejo del Software de Ventilación Minera VNET PC – Versión en Español- Ing. Msc. José Antonio Corimanya - Industrias y Servicios el Tigre.
- VNET PC Manual del Usuario y Tutorial: Mine Ventilation Services, Inc.
- Ventilación de Minas, Curso Básico: Ing. Ángel Vejarano Sánchez- Universidad Nacional de Ingeniería.
- Ventilación de Minas: Centro de Formación Técnica Minera-Universidad Nacional de Ingeniería
- Excavaciones Subterráneas : Hoek & Brown
- Cuadernos Didácticos de Geotecnia: Laboratorio Área Geotecnia-Facultad de Ciencias Exactas, Físicas Y Naturales, UNIVERSIDAD NACIONAL DE CORDOBA, Cordoba, Argentina

Anexo A:

Altitud (m)	Estándar	0°C	10°C	20°C	30°C	40°C
0	1	1,077	1.039	1.004	0,971	0,94
100	0,99	1,063	1.026	0.991	0,958	0,928
200	0,98	1,05	1.013	0.978	0,946	0,916
300	0,972	1,036	1.000	0.966	0,934	0,904
400	0,966	1,023	0.987	0.954	0,922	0,893
500	0,96	1,018	0.982	0.949	0,917	0,888
600	0,948	0,999	0.964	0.931	0,9	0,872
700	0,936	0,987	0.952	0.919	0,889	0,861
800	0,926	0,98	0.946	0.913	0,883	0,855
900	0,918	0,964	0.930	0.898	0,869	0,841
1000	0,91	0,952	0.919	0.887	0,858	0,831
1100	0,902	0,941	0.908	0.877	0,848	0,821
1200	0,894	0,931	0.898	0.867	0,839	0,812
1300	0,885	0,92	0.888	0.857	0,829	0,803
1400	0,875	0,91	0.878	0.848	0,82	0,794
1500	0,865	0,9	0.868	0.839	0,811	0,785
1600	0,857	0,887	0.855	0.826	0,799	0,774
1700	0,849	0,874	0.843	0.814	0,787	0,762
1800	0,841	0,864	0.834	0.805	0,779	0,754
1900	0,833	0,855	0.825	0.797	0,771	0,746
2000	0,825	0,846	0.817	0.789	0,763	0,739
2100	0,817	0,838	0.808	0.781	0,755	0,731
2200	0,809	0,827	0.797	0.770	0,745	0,721
2300	0,8	0,814	0.768	0.759	0,734	0,711
2400	0,79	0,802	0.774	0.748	0,723	0,7
2500	0,78	0.793	0.765	0.739	0,715	0,692
2600	0,774	0.785	0.758	0.732	0,708	0,685
2700	0,768	0.774	0.747	0.721	0,698	0,675
2800	0,76	0.763	0.736	0.711	0,688	0,666
2900	0,75	0.753	0.726	0.702	0,678	0,657
3000	0,74	0.743	0.716	0.692	0,669	0,648
3100	0,734	0.734	0.708	0.684	0,661	0,64
3200	0,728	0.726	0.701	0.677	0,655	0,634
3300	0,721	0.719	0.694	0.670	0,648	0,627
3400	0,713	0.712	0.687	0.663	0,642	0,621
3500	0,705	0.705	0.680	0.657	0,635	0,615
3600	0,697	0.698	0.673	0.650	0,629	0,609
3700	0,689	0.691	0.667	0.644	0,623	0,603
3800	0,682	0.685	0.660	0.638	0,617	0,597
3900	0,676	0.678	0.654	0.632	0,611	0,592
4000	0,67	0.672	0.648	0.626	0,605	0,586
4100	0,662	0.665	0.642	0.620	0,6	0,581
4200	0,654	0.659	0.636	0.614	0,594	0,575
4300	0,647	0.653	0.630	0.609	0,589	0,57
4400	0,641	0.647	0.624	0.603	0,583	0,565

4500	0,635	0.641	0.619	0.598	0,578	0,56
4600	0,629	0.636	0.613	0.592	0,573	0,555
4700	0,623	0.630	0.608	0.587	0,568	0,55
4800	0,617	0.625	0.603	0.582	0,563	0,545
4900	0,611	0.619	0.597	0.577	0,558	0,54
5000	0,605	0.614	0.592	0.572	0,553	0,536

TABLA DE ANEXO A1: FACTORES DE CORRECCIÓN POR ALTITUD Y TEMPERATURA, PARA CORREGIR, PRESION ESTATICA, PRESIÓN TOTAL Y POTENCIA DEL VENTILADOR

Anexo B

Descripción	Valor	Notas
1.Índice de calidad de rocas	RQD	
A. Muy Mala	0-25	Si RQD se reporta como <10, se le puede aplicar el valor de 10 a Q
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	Los intervalos de 5 para RQD, o sea 100, 95, 90 etc son suficientemente precisos

2.Número de sistemas de fisuras	Jn	
A.Masivos, sin o con pocas fisuras	0.5-1.0	
B. Un sistema de fisuras	2	
C.Un sistema de fisuras +una aislada	3	
D.Dos sistemas de fisuras	4	
E.Dos sistemas de fisuras + una aislada	6	
F.Tres sistemas de fisuras	9	1. Para cruces en túneles utilizar(3*Jn)
G.Tres sistemas de fisuras+ una aislada	12	2. Para portales utilizar (2*Jn)
H. Cuatro o más sistemas de fisuras, fisuración intensa, etc.	15	
J. Roca triturada, terregal	20	

3.Número de rugosidad de las fisuras	Jr	
a) Contacto con las paredes .		
b) Contacto en las paredes ántes de un cizalleo de 10cm		
A.Fisuras sin continuada	4	
B.Rugosas o irregulares, corrugadas	3	
C.Suaves, corrugación suave	2	
D.Reliz de falla, o superficie de fricción ondulación	1.5	1. Añade 1. Si el espaciamiento del sistema de juntas es mayor de 3m
E.Rugosas o irregulares pero planas	1.5	
F.Lisas y Planas	1.0	2. Jr=0.5 sepuede usar para fisuras de fricción planas y que tengan

		alineaciones con la condición de que éstas estén orientadas para mínima resistencia
G. Reliz de falla o superficie de fricción, plano	0.5	
c) Sin contacto de roca después de un cizalleo de 10cm		
C. Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1	
D. Zona arenosa de grava o roca triturada de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes	1	

4. Número de alteraciones de las juntas	Ja	ϕ_r
a) Contacto de las paredes de rocas		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes inalteradas, sólo con manchas de superficie	1. (25°-30°)	
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimientos de minerales, inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla	2. (25°-30°)	1. Los valores de ϕ_r , el ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si es que están presentes
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, pequeñas partículas de arcilla (inablandable).		
E. Recubrimientos blandables o con arcilla de baja fricción o sea kaolinita o mica. También clorita, talco, yeso y grafito, etc. Y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento sin continuidad de 1-2mm de espesor o menos)	4. (8°-16°)	
b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10cm		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla etc	4. (25°-30°)	
G. Relleno de minerales arcillosos muy consolidados e inblandables (continuo <5mm de espesor)	6. (16°-24°)	
H. Relleno de minerales arcillosos de consolidación media o baja (continuo, <5mm de espesor)	8.0 (8°-16°)	
J. Relleno de arcillas expansivas, o sea montmorillonita, (continuos, <5mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas y del exceso de agua.	8.0-12.0 (6°-12°)	
c) Sin contacto de las paredes después del cizalleo		
K. Zonas o capas de roca y arcilla desintegrada	6.0	
L. O triturada (véase G, H y J para	8	
M. Condiciones de arcilla)	0.8-12. (6°-24°)	
N. Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla (inablandable)	5	
Q: Zonas o capas gruesas		

P: de arcilla (véase G,H y J para	10-13	
R: las condiciones de arcilla)	13-20(6°-24°)	

5.Factor de reducción por agua en las fisuras	Jw	Presión aproximada del agua (kgf/cm ²)	
A.Excavación seca o poca infiltración, o sea <5litros/min localmente	1.0	1.0	
B.Infiltración o presión medianas con lavado ocasional de los rellenos	0.66	1.-2.5	1.Los factores C a F son estimaciones aproximadas. Aumentan Jw si se instalan drenes
C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.5	2.5-10	
D.Gran infiltración o presión alta, lavado importante de los rellenos	0.33		
E. Infiltración o presión excepcionalmente altas con las voladuras, disminuyendo con el tiempo	0.2-0.1	10	2.Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se consideran
F.Infiltración o presión excepcionalmente altas en todo momento	0.1-0.05	10	

6.Factor de reduccion de esfuerzos				
a)Zonas de debilidad que intersecan la excavaciony que pueden ser la causa de que el macizo de desestabilice cuando se construye el tunel	SRF			
A.Multiples zonas de debilidad que contengan arcillao roca quimicamente desintegrada, roca cieundante muy suelta (cualquier profundidad)	10		1.Redúzcanse estos valores SRF de 25-50% si als zonas de fracturas sólo interesan pero no cruzan la excavación.	
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca quimicamente desintegrada (profundidad de excavacion<50m)	5		2.Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si se mide): cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, redúzcase σ_c a $0.8\sigma_c$ y σ_t a $0.8\sigma_t$. Cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, redúzcase σ_c y σ_t a $0.6\sigma_c$ y $0.6\sigma_t$, donde σ_c : fuerza compresiva no confinadada σ_t : fuerza de tensión (carga de punta) y σ_1 y σ_3 son las fuerzas mayores y menores principales.	
c. Zonas de debilidad aislada que contengan arcilla o roca quimicamente desintegrada (profundidad de excavacion >50m)	2.5			
c. Multiples zonas de fractura en roca compentente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier proundidad)	7.5			
d. Zonas de fractura aisladas en roca compentente (sin arcilla), (profundidad de la excavaciñon <50m)	5.			
e. Zonas de fracturas aisladas en roca competente (sin arcilla), profundidad de la excavacion>50m)	2.5			
f. Fisuras abiertas sueltas, fisuracion intensa (cualqueir profundidad)	5			
b)Roca competente, problemas de esfuerzos				
	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	SRF	3.Hay pocos casos registrados donde el techo bajo la superficie sea menor

H.Esfuerzo bajo, cerca de la superficie	>200	>13	2.5	que el ancho del claro. Se sugiere que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 éstos casos (vea H)
J.Esfuerzo mediano	200-10	13-0.6	1.0	
K.Esfuerzo grande, estructura muy grande (generalmente favorable para estabilidad, puede ser desfavorable) para la estabilidad de las tablas	10-5	0.66-0.33	0.5-2	
L.Desprendido moderado de la roca (roca masiva)	5-2.5	0.33-0.16	5-10	
M. Desprendido intenso de la roca (roca masiva)	<2.5	<0.16	10-20	
c).Roca compresiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de la roca			SRF	
N.Presiones compresivas moderadas			5-10	
O. Presiones compresivas altas.			10-20	
d) Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la preencia de agua				
P.Presiones expansivas moderadas			5-10	
R.Presiones expansivas altas			10-20	
TABLA DE ANEXO B CLASIFICACION DE LOS PARAMETROS INDIVIDUALES DE BARTON				

ANEXO C

C1: LISTA DE PLANOS:

PLANO 1: PLANO ISOMÉTRICO DE VENTILACION

PLANO 2: DIAGRAMA ESQUEMÁTICO DE NODOS.

PLANO 3: DIAGRAMA UNIFILAR DE VENTILACIÓN EN ETAPA PRE-PROFUNDIZACIÓN

PLANO 4: DIAGRAMA UNIFILAR DE VENTILACIÓN EN ETAPA PROVISIONAL

PLANO 5: DIAGRAMA UNIFILAR DE VENTILACIÓN EN ETAPA POST PROFUNDIZACION

PLANO 6: RAMAL TECHO SOLEDAD Y VETA MICHELLE EN ETAPA PREPROFUNDIZACION.

PLANO 7: RAMAL TECHO SOLEDAD VETA MICHELLE EN ETAPA PROVISIONAL.

PLANO 8: RAMAL TECHO SOLEDAD VETA MICHELLE EN ETAPA POST-PROFUNDIZACION.

C2: CUADROS EXCEL

MONITOREO DE GASES EN LAS TRES ETAPAS

CUADRO 1: MONITOREO DE GASES ÁNTES DE LA PROFUNDIZACIÓN

CUADRO 2: MONITOREO DE GASES DESPUÉS DE LA PROFUNDIZACIÓN

CUADRO 3: MONITOREO DE GASES EN MEJORA PROVISIONAL

CÁLCULO DE VELOCIDADES MEDIAS Y CAIDAS DE PRESIÓN ETAPA PRE- PROFUNDIZACION

CUADRO 4.1 CÁLCULO DE VELOCIDADES MEDIAS EN ETAPA PRE-PROFUNDIZACIÓN

CUADRO 4.2 CÁLCULO DE CAIDAS DE PRESION EN TRAMOS MENORES DE 300M PRE-
PROFUNDIZACION

CUADRO 4.3 CÁLCULO DE CAIDAS DE PRESION EN TRAMOS MAYORES DE 300M PRE-
PROFUNDIZACION

CÁLCULO DE VELOCIDADES MEDIAS Y CAIDAS DE PRESIÓN ETAPA POST- PROFUNDIZACION

CUADRO 5.1 CÁLCULO DE VELOCIDADES MEDIAS POST-PROFUNDIZACION

CUADRO 5.2 CALCULO DE CAIDAS DE PRESION EN TRAMOS MENORES DE 300 METROS
POST-PROFUNDIZACION.

CUADRO 5.3 CÁLCULO DE CAIDAS DE PRESIÓN PARA TRAMOS MAYORES DE 300
METROS.

CÁLCULO DE VELOCIDADES MEDIAS Y CAIDAS DE PRESIÓN ETAPA MEJORA PROVISIONAL

CUADRO 6.1 CALCULO DE VELOCIDADES MEDIAS EN ETAPA DE MEJORA PROVISIONAL

CUADRO 6.2 CALCULO DE CAIDAS DE PRESION EN TRAMOS MENORES DE 300 METROS
EN ETAPA DE MEJORA PROVISIONAL.

CUADRO 6.3 CÁLCULO DE CAIDAS DE PRESIÓN PARA TRAMOS MAYORES DE 300
METROS EN MEJORA PROVISIONAL.

BALANCE DE CAUDALES PARA HOMBRES Y MAQUINAS EN LAS TRES ETAPAS

CUADRO 7 BALANCE DE CAUDALES EN ETAPA POST-PROFUNDIZACION

CUADRO 8 BALANCE DE CAUDALES EN ETAPA PRE-PROFUNDIZACION

CUADRO 9 BALANCE DE CAUDALES EN ETAPA PROVISIONAL

CÁLCULO DE DIÁMETRO ÓPTIMO PARA EXCAVACIÓN DE CHIMENEA

CUADRO 10 CÁLCULO DE DIÁMETRO ÓPTIMO PARA EXCAVACIÓN DE CHIMENEA

COSTO DE ENERGIA ELÉCTRICA EN LAS TRES ETAPAS

CUADRO 11 COSTO DE ENERGIA EN ETAPA PRE-PROFUNDIZACION

CUADRO 12 COSTO DE ENERGIA EN ETAPA POST PROFUNDIZACION

CUADRO 13 COSTO DE ENERGIA EN ETAPA DE MEJORA PROVISIONAL

COSTOS DIVERSOS

CUADRO 14.1 COSTO DE CAPITAL Y OPERACIONES POR ETAPAS PRE-PROFUNDIZACION, ETAPA PROVISIONAL Y ETAPA POST-PROFUNDIZACION PARA LA CHIMENEA

CUADRO 14.2 COSTO DE VENTILACION ANUAL DE LA CHIMENEA POR PRODUCCION DE MINERAL

CUADRO 15: COSTO DE PARALIZACION DE EQUIPOS LHD EN SOLEDAD Y MICHELLE POR RECALENTAMIENTO DE MOTOR EN AMBIENTES CON DEFICIENTE VENTILACION.

CUADRO 16: COSTO POR INCUMPLIMIENTO DE PROCEDIMIENTO 510 GSA (NORMAS DE GESTION AMBIENTAL)-MONITOREO DE CO EN EQUIPOS LHD-AHORROS EN ETAPAS DE MEJORAS PROVISIONAL Y POST-PROFUNDIZACION.

CUADRO 17: COSTOS DE CONSUMO DE FILTROS RESPIRADORES PERSONALES.

EVALUACIÓN ECONÓMICA

CUADRO 18: ESTUDIO DE REDUCCIÓN DE COSTOS GENERALES EN ETAPAS PRE Y POST PROFUNDIZACION

CUADRO 19: EVALUACIÓN ECONÓMICA.

CALCULO DE ORIFICIO EQUIVALENTE EN LAS TRES ETAPAS

CUADRO 21: CÁLCULO DE RESISTENCIA EQUIVALENTE Y ORIFICIO EQUIVALENTE DE LA MINA PRE-POSTFUNDIZACION.

CUADRO 22: CÁLCULO DE RESISTENCIA EQUIVALENTE Y ORIFICIO EQUIVALENTE DE LA MINA POST-PROFUNDIZACION.

CUADRO 22: CÁLCULO DE RESISTENCIA EQUIVALENTE Y ORIFICIO EQUIVALENTE DE LA MINA PROVISIONAL.